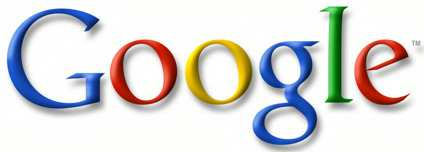
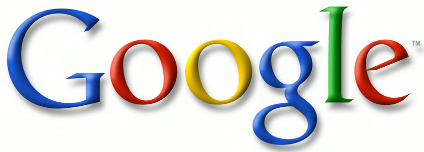
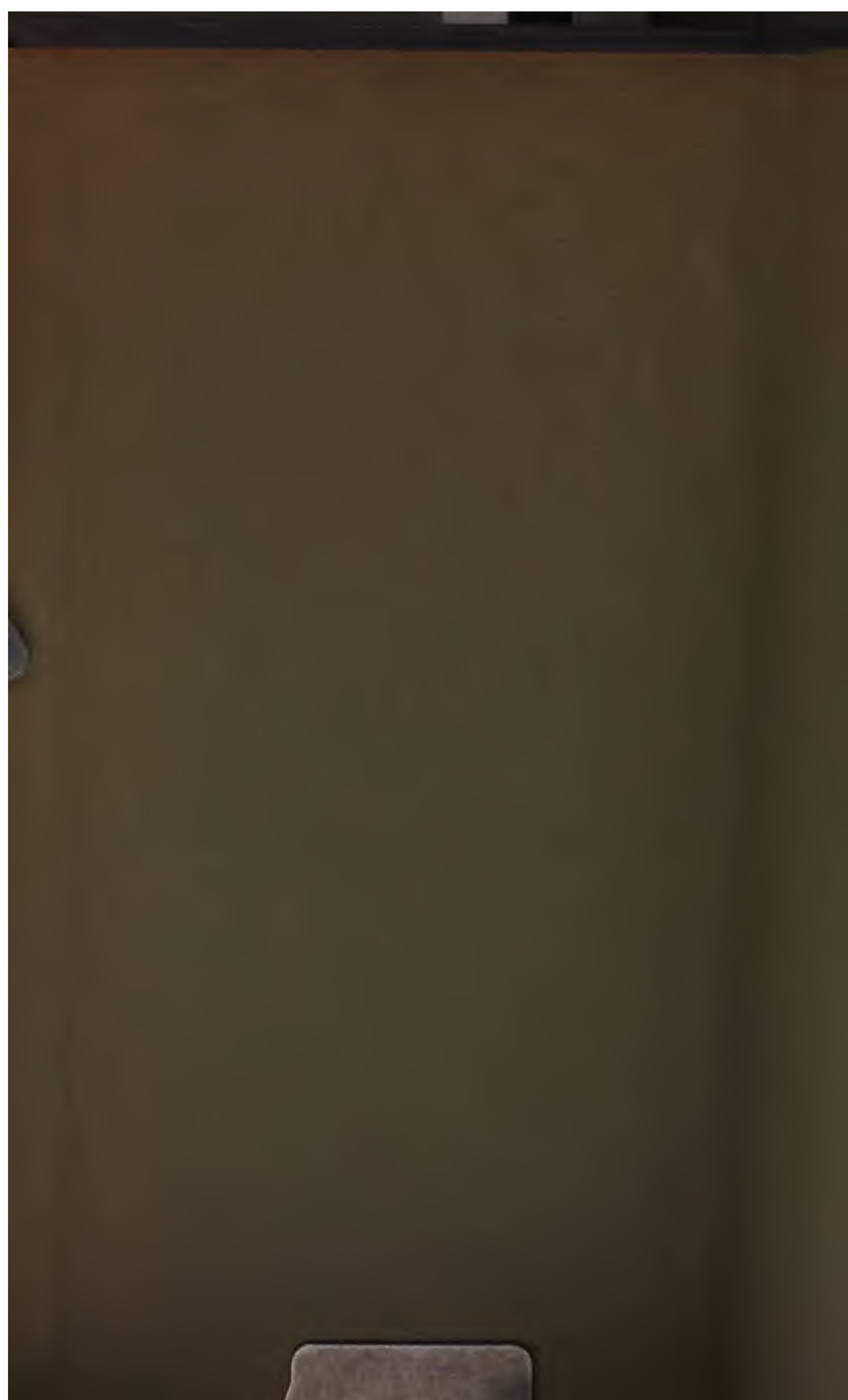








nde.

ologie

oger.

Handbuch

der

Metallhüttenkunde.

Von

Dr. Carl Schnabel,

Königl. Preuss. Bergrath, Professor der Hüttenkunde und Chemischen Technologie an der Königlichen Berg-Akademie zu Clausthal.

Erster Band.

Kupfer — Blei — Silber — Gold.

Mit 571 Abbildungen im Text.



Berlin.

Verlag von Julius Springer.

1894.

Handbuch

der

Metallhüttenkunde.

Von

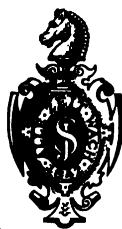
Dr. Carl Schnabel,

Königl. Preuss. Bergrath, Professor der Hüttenkunde und Chemischen Technologie
an der Königlichen Berg-Akademie zu Clausthal.

Erster Band.

Kupfer — Blei — Silber — Gold.

Mit 571 Abbildungen im Text.



Berlin.

Verlag von Julius Springer.

1894.

[illegible] Otto Francke in Berlin N.

Vorwort.

Das vorliegende Buch umfasst die Metallurgie des Kupfers, des Bleis, des Silbers und des Goldes. Die übrigen Metalle werden in einem demnächst erscheinenden zweiten Bande behandelt werden.

Bei dem Umfange des Stoffes, welcher durch die Fortschritte der neuesten Zeit erheblich angewachsen ist, erschien es im Interesse einer gründlichen Darlegung der metallurgischen Verhältnisse der einzelnen Metalle unthunlich, die gesammte Metallhüttenkunde in einen einzigen Band hineinzudrängen. Es sind desshalb Kupfer, Blei, Silber und Gold zu dem ersten Bande zusammengefasst worden. Diese Metalle müssen in Folge des häufigen Zusammenvorkommens der Erze derselben nicht nur in vielen Fällen gemeinschaftlich gewonnen werden, sondern die Darlegung der Gewinnung derselben, welche eine grosse Summe von Fortschritten umfasst, erfordert auch mehr Raum als die der übrigen Metalle zusammengenommen.

Die metallurgischen Verhältnisse der gedachten Metalle und die in der Gewinnung derselben bis zur Gegenwart gemachten Fortschritte so gründlich wie möglich darzulegen, die einzelnen metallurgischen Prozesse wissenschaftlich zu begründen, die practische Ausführung derselben zu beschreiben und durch Beispiele aus den verschiedensten Ländern zu erläutern, sowie diese Prozesse an der Hand der Erfahrung kritisch zu beurtheilen, bin ich nach Möglichkeit bestrebt gewesen. In meinen Bestrebungen bin ich unterstützt worden durch eine langjährige hüttenmännische Praxis im Inlande und Auslande, durch eine neunjährige Lehrthätigkeit und durch eine grosse Reihe von metallurgischen Instructionsreisen nicht nur in den meisten Ländern Europas, sondern auch in Amerika, Asien und Australien.

Selbstverständlich habe ich auch die gesammte metallurgische Litteratur des Inlandes und Auslandes soweit als thunlich benutzt. Unter der ausländischen Litteratur hebe ich besonders hervor:

Egleston, „The Metallurgy of Silver, Gold and Mercury in The United States“, Vol. I, New-York 1887, Vol. II, New-York 1890; Peters, „Modern American Methods of Copper Smelting“, New-York 1892; Hofman, „The Metallurgy of Lead and The Desilverization of Base Bullion“, New-York 1893.

Die für die Ausführung der einzelnen Prozesse erforderlichen Vorrichtungen habe ich nach Möglichkeit durch bildliche Darstellung derselben zu erläutern gesucht. Die betreffenden Figuren habe ich theils auf meinen Reisen gesammelt, theils von Werksverwaltungen und Maschinenfabriken erhalten, theils der in- und ausländischen Litteratur und besonders den Werken des Verlegers (Balling, Metallhüttenkunde, Schnabel, Allgemeine Hüttenkunde) entnommen.

Ich verfehle nicht, an dieser Stelle allen Autoren, Directoren, Ingenieuren, Werksverwaltungen und Fabriken des In- und Auslandes für die mir gewährte Unterstützung meinen wärmsten Dank auszudrücken.

Wenn das nach den dargelegten Gesichtspunkten verfasste Buch dem Studirenden sowohl wie dem practischen Metallurgen einigermaassen nützlich ist, so hat es seinen Zweck auf das Beste erreicht.

Clausthal, im Februar 1894.

Der Verfasser.

In den Ueberschriften der Seiten 879 bis 895 ist das irrthümlich gesetzte „Affinition“ in „Affination“ zu berichtigen.

Inhalt.

Kupfer.

Blei.

Silber.

Gold.

Kupfer.

Physikalische Eigenschaften.[1])

Das Kupfer ist vor allen anderen Metallen durch eine eigenartige rothe Farbe ausgezeichnet. Dieselbe ist auf dem frischen Bruche des reinen Metalles rosaroth bis gelbroth, während sie bei Kupferoxydul enthaltendem Kupfer in das Purpurrothe übergeht.

Der Bruch des gegossenen Kupfers ist hakig- körnig, während er bei geschmiedetem und gewalztem Kupfer sehnig ist und einen lichtrothen Seidenschimmer zeigt.

Das Kupfer krystallisirt im regulären System. Das spec. Gew. desselben ist nach Marchand und Scheerer 8,940 bei reinem krystallinischen Kupfer, 8,914 bei galvanisch gefälltem Kupfer; 8,921 bei geschmolzenem Kupfer; 8,952 bei gewalztem und gehämmertem Kupfer. Nach Hampe[2]) ist das spec. Gewicht von reinem und völlig dichtem Kupfer bei 0° im luftleeren Raume und bezogen auf Wasser von 4° C. als Einheit = 8,945. Das gewöhnliche Handelskupfer ist mehr oder weniger porös und hat nach Hampe ein spec. Gewicht von 8,2 bis 8,5.

Das Kupfer besitzt eine grosse Härte und Festigkeit und ist dabei so dehnbar, dass es sich zu den feinsten Blättchen und Drähten verarbeiten lässt. Durch Hämmern und Walzen bei gewöhnlicher Temperatur wird es härter, erlangt aber beim Erhitzen bis zum Schmelzpunkte des Zinns seine Geschmeidigkeit wieder.

Die Wärmeleitungsfähigkeit des Kupfers ist 898, wenn die des Goldes zu 1000 angenommen wird.

Die Leitungsfähigkeit für den elektrischen Strom ist 93,08, wenn die des Silbers 100 beträgt.

Die Schweissbarkeit des Kupfers, welche in heller Rothglut eintritt, ist nur sehr gering.

---

[1]) Siehe die classischen Untersuchungen von Hampe. Zeitschr. für Berg-, Hütten- und Salinenwesen im Preuss. Staate 1873. 21. 218. — 1874. 22. 93. — 1876. 24. 6. — Chemikerzeitung 1892. 16. No. 42.

[2]) Zeitschr. f. B. H. u. S.-wesen im Preuss. Staate. 1873. 21. 218.

Der Schmelzpunkt des Kupfers ist nicht mit hinreichender Sicherheit ermittelt. Er liegt zwischen 1000° und 1200°. Nach den Untersuchungen von Violle liegt er bei 1054°.

Das geschmolzene Kupfer ist dünnflüssig und besitzt eine meergrüne Farbe. Vor dem Schmelzen wird es so spröde, dass es sich in Stücke zerschlagen und pulverisiren lässt.

In hoher Temperatur (vor dem Knallgasgebläse und nach den Untersuchungen von C. W. Siemens im elektrischen Lichtbogen) ist es flüchtig und verbrennt an der Luft mit grüner Flamme.

Das Kupfer hat die Eigenschaft, beim Ausgiessen in Formen zu steigen und porös zu werden. Nur bei Anwendung besonderer Vorsichtsmaassregeln lassen sich dichte Güsse erzielen (Giessen bei möglichst niedriger Temperatur; Zusatz von Blei vor dem Giessen; Giessen in einer Atmosphäre von Kohlensäure). Die Ursache hiervon liegt in der Eigenschaft des geschmolzenen Kupfers, gewisse Gase zu absorbiren und dieselben bei sinkender Temperatur wieder abzugeben. Mit Sicherheit ist nach den Untersuchungen von Hampe die Absorptionsfähigkeit des Kupfers für Kohlenoxyd, Wasserstoff und für Schweflige Säure nachgewiesen. Ueber die Absorptionsfähigkeit des Kupfers für Kohlenwasserstoffe liegen keinerlei Nachrichten vor. Nach den neuesten noch nicht veröffentlichten Versuchen von Hampe wird von den Kohlenwasserstoffen nur der Wasserstoff derselben unter Ausscheidung von Kohlenstoff absorbirt. Die gedachten Gase sind theils in den Feuergasen und in den beim Raffiniren des Kupfers gebildeten Polgasen enthalten, theils können einige derselben beim Vorhandensein gewisser Körper im geschmolzenen Kupfer aus dem letzteren selbst entwickelt werden. In den Feuergasen können Kohlenoxydgas und schweflige Säure enthalten sein, während die Polgase Wasserstoff, Kohlenoxydgas (und Kohlenwasserstoffe) enthalten. Die Gase, welche aus dem geschmolzenen Kupfer selbst entbunden werden können, sind schweflige Säure und Kohlenoxyd. Schweflige Säure entsteht durch Einwirkung von Kupferoxydul auf Schwefelkupfer, Kohlenoxyd durch Einwirkung von Kohle oder Kohlenwasserstoffen auf Kupferoxydul. Durch Blei und Kohlensäure werden die absorbirten Gase aus dem geschmolzenen Kupfer ausgetrieben. Ebenso wie Kohlensäure wirkt Wasserdampf.

Das Kupfer des Handels ist häufig durch fremde Körper verunreinigt. Ein grosser Theil derselben wirkt schon in geringer Menge nachtheilig auf die gedachten guten Eigenschaften des Kupfers ein. Es ist daher wichtig, den Einfluss der im Kupfer enthaltenen fremden Bestandtheile auf die Eigenschaften dieses Metalles kennen zu lernen.

Kupferoxydul hat die Eigenschaft, in allen Verhältnissen mit dem Kupfer zusammenzuschmelzen. Dasselbe findet sich in erheblicher Menge in dem sogen. „übergaaren“ Kupfer. So fand beispielsweise Rammelsberg in einem absichtlich übergaar gemachten Kupfer 15 bis 19% Kupferoxydul. Eggertz fand in einem schwedischen übergaaren Kupfer 23 bis 24% Kupfer-

oxydul. Geringe Mengen von Kupferoxydul sind ohne nachtheiligen Einfluss auf die Eigenschaften des Kupfers; grössere Mengen dagegen machen das Kupfer kaltbrüchig und, sobald sie eine bestimmte Grenze überschreiten, auch rothbrüchig. Nach Hampe[1]) liess sich erst bei einem Gehalte des Kupfers von 0,45% Kupferoxydul ein Einfluss des letzteren nachweisen, indem das betreffende Kupfer eine geringere Zähigkeit, aber keine Abnahme der Dehnbarkeit zeigte. Erst bei 0,9% Kupferoxydul liess sich eine kleine Abnahme der Dehnbarkeit in der Kälte, nicht aber in der Hitze nachweisen. Bei 2,25% Kupferoxydul zeigte sich eine starke Verminderung der Dehnbarkeit in der Kälte, aber noch kein Rothbruch. Derartiges Kupfer zeigte sich noch ebenso brauchbar wie das gewöhnliche Guss-Raffinad. Deutlicher Rothbruch zeigte sich erst bei einem Kupferoxydulgehalt von 6,7 %.

Das Eisen bildet keine eigentliche Legirung mit dem Kupfer, sondern ist unregelmässig in der Masse desselben vertheilt. Geringe Beimengungen dieses Metalles, welche in vielen Kupfersorten enthalten sind, üben keinen nachtheiligen Einfluss auf die Eigenschaften des Kupfers aus. Grössere Mengen dagegen sollen Rothbruch und Kaltbruch hervorrufen. Indess sind zuverlässige Angaben hierüber sowie über den Einfluss bei verschiedenen Mengenverhältnissen beider Metalle nicht vorhanden.

Das Zinn legirt sich mit dem Kupfer und wirkt auf eine Verminderung der Dehnbarkeit desselben hin. Nach Ledebur[2]) tritt eine erhebliche Abnahme der Dehnbarkeit des Kupfers erst bei einem Zinngehalte desselben von 1% ein.

Das Zink legirt sich gleichfalls mit dem Kupfer und ruft eine Verminderung der Dehnbarkeit desselben in der Hitze hervor. Eine Zink-Kupferlegirung mit über 20 % Zinkgehalt ist in allen Temperaturen weniger dehnbar als das Kupfer.

Das Blei schmilzt mit dem Kupfer in den verschiedensten Verhältnissen zusammen, lässt sich aber aus der Legirung zum grössten Theile durch schwaches Erhitzen derselben aussaigern.

Nach den Untersuchungen von Hampe erleidet das Kupfer durch einen Bleigehalt von 0,15% keinerlei Veränderung in Bezug auf Streckbarkeit und Dehnbarkeit. Bei 0,3% Bleigehalt tritt dagegen schwacher Rothbruch und bei 0,4% auch schwacher Kaltbruch ein. Bei 1% Bleigehalt ist das Kupfer zur Verarbeitung unbrauchbar.

Viel weniger nachtheilig als Blei wirkt nach Hampe Kupferoxydul-Bleioxyd ($2 Cu_2O, PbO$). Diese Verbindung kann bis zu 1,45% im Kupfer enthalten sein, ohne dass Rothbruch bemerkbar ist, während derselbe nach

[1]) l. c. 1874. 22. 93. — 1876. 24. 6.

[2]) Die Verarbeitung der Metalle auf mechanischem Wege.

der Reduction der Oxyde zu Metallen schon bei viel geringeren Mengen sehr stark hervortritt.

Wismuth ist der schädlichste Bestandtheil des Kupfers, indem schon sehr geringe Mengen dieses Metalles das Kupfer zur Verarbeitung untauglich machen. Nach den Untersuchungen von Hampe tritt schon bei 0,02% dieses Metalles im Kupfer Rothbruch und bei 0,05% Kaltbruch ein. Bei 0,1% Wismuth zerbröckelt das Kupfer beim Hämmern in der Rothglut. Das Vorhandensein einer gewissen Menge Antimon vermindert die Einwirkung des Wismuths auf Kaltbruch.

Wismuthoxyd, welches vom Kupfer mechanisch aufgenommen wird, hat eine ähnliche Wirkung wie metallisches Wismuth, nur ist sein Einfluss auf Kaltbruch viel geringer als der des Metalls. Noch mehr wird der Kaltbruch vermindert, wenn das Wismuthoxyd mit Kupferoxydul verbunden ist.

Arsen wirkt in geringen Mengen nicht nachtheilig auf die Eigenschaften des Kupfers ein. Während nach älteren Angaben schon $^1/_{1000}$ Arsen im Kupfer Roth- und Kaltbruch hervorrufen sollte, ist nach Hampe ein Arsengehalt des Kupfers von 0,5% ohne Nachtheil auf die Eigenschaften desselben. Erst bei 1% Arsengehalt trat nach den Untersuchungen desselben schwacher Rothbruch, aber noch kein Kaltbruch ein. Kupfer mit 0,8% Arsen liess sich nach den neuesten Untersuchungen von Hampe[1]) zu den allerfeinsten Drähten ausziehen. Schon geringe Mengen von Arsen (0,216%) erhöhen nach Hampe die absolute Festigkeit des Kupfers, vermindern dagegen die Leitungsfähigkeit desselben für den elektrischen Strom. Ein kleiner Arsengehalt wirkt nach Stahl[2]) insofern günstig, als er das Kupfer verhindert, porös zu werden.

Antimon ruft in geringen Mengen keinerlei nachtheilige Einwirkungen im Kupfer hervor. Während nach älteren Angaben schon $^1/_{1000}$ Antimon die Eigenschaften des Kupfers benachtheiligen und dasselbe zur Herstellung von Messingdraht und Messingblech untauglich machen sollte, liess sich nach den Untersuchungen von Hampe[3]) Kupfer mit 0,529% Antimon noch ebenso gut wie reines Kupfer zu den feinsten Drähten ausziehen.

Bei 1% Antimongehalt dagegen ist das Kupfer nach Hampe stark rothbrüchig, während dasselbe bei einem gleich hohen Arsengehalte nur schwachen Rothbruch zeigt. Aehnlich dem Arsen erhöhen nach Hampe geringe Mengen von Antimon (0,260%) die absolute Festigkeit des Kupfers, vermindern dagegen die elektrische Leitungsfähigkeit desselben.

Nickel scheint in geringen Mengen keinerlei nachtheiligen Einfluss auf die Eigenschaften des Kupfers auszuüben. Nach älteren Angaben[4]) soll

---

[1]) Chemiker-Ztg. 1892. 16. No. 42.
[2]) Inaugural-Dissertation, Tübingen 1886.
[3]) Chemiker-Ztg. 1892. 16. No. 42.
[4]) Plattner-Richter, Allgem. Hüttenkunde S. 142.

ein Nickelgehalt bis 0,3 % nicht nachtheilig wirken. Neuere Ermittelungen hierüber fehlen. Nach Hampe's Untersuchungen wird durch die gleichzeitige Anwesenheit von Nickel und Antimon im Kupfer bis zu einem Gesammtgehalte von 0,3 % die Dehnbarkeit des Kupfers in der Kälte nicht beeinträchtigt.

Tellur, welches von Egleston in amerikanischen Kupfersorten gefunden wurde, ruft nach demselben schon in sehr geringen Mengen Rothbruch hervor.

Silicium macht nach Hampe's Untersuchungen[1]) das Kupfer hart, ohne bei einem Siliciumgehalte des letzteren bis zu 3 % die Zähigkeit oder Dehnbarkeit desselben zu vermindern. Bei 6 % Siliciumgehalt zeigte sich das Kupfer spröde, bei 8 % Silicium liess es sich leicht pulvern, bei 11,7 % Silicium war es so spröde wie Glas. Die Leitungsfähigkeit des Kupfers für den elektrischen Strom wird schon durch geringe Mengen von Silicium (0,52 %) vermindert.

Schwefel findet sich sehr häufig im ungereinigten Kupfer als Halbschwefelkupfer (Cu_2S). Er macht nach Hampe das Kupfer kaltbrüchig. Nach den Untersuchungen desselben erschien das Kupfer bei 0,25 % Schwefelgehalt noch ziemlich dehnbar; bei 0,5 % Schwefelgehalt dagegen zeigte es starken Kaltbruch, aber noch keinen Rothbruch.

Kohlenstoff wird nach Hampe's Untersuchungen vom Kupfer überhaupt nicht aufgenommen.

Bis zum Jahre 1874 war in metallurgischen Kreisen die Ansicht von Karsten maassgebend, dass das geschmolzene Kupfer im Stande sei, Kohlenstoff aufzunehmen und dass der letztere nachtheilig auf die Eigenschaften des Kupfers einwirke. Das Kupfer sollte dieses Element beim Raffiniren in Folge zu lange fortgesetzten Polens aufnehmen.

Hampe hat nachgewiesen, dass zu lange gepoltes Kupfer, das sogen. „überpolte“ Kupfer, keinen Kohlenstoff gebunden enthält und dass die schlechten Eigenschaften überpolter Kupfersorten sowohl durch die Reduction gewisser im Kupfer aufgelöster Oxyde und Salze (Kupferoxydul-Bleioxyd, Wismuthoxyd, antimonsaures Wismuth, arsensaures Blei) zu Metallen als auch durch die Absorption von Polgasen (Kohlenoxyd, Wasserstoff) durch das Kupfer hervorgerufen werden können.

Phosphor schmilzt mit dem Kupfer leicht zusammen. Geringe Mengen dieses Elementes wirken nicht nachtheilig auf die Eigenschaften des Kupfers ein. Grössere Mengen (über 0,5 %) machen es rothbrüchig.

Salze. Das geschmolzene Kupfer hat die Eigenschaft, gewisse Metallsalze aufzulösen, welche in grösseren Mengen die Eigenschaften desselben nachtheilig beeinflussen. Die schädliche Einwirkung gewisser Salze ist aber viel geringer als die schädliche Einwirkung der aus denselben

---

[1]) Chemiker-Ztg. 1892. 16. No. 42.

reducirten Metalle. Es zeigt daher das Kupfer, in welchem beim Reinigen (Raffiniren) desselben die gedachten Salze (durch zu lange fortgesetztes Polen) zu Metallen reducirt sind, viel schlechtere Eigenschaften als das Kupfer, in welchem diese Salze noch als solche vorhanden sind. Derartige Salze sind nach den Untersuchungen vom Hampe antimonsaures und wahrscheinlich auch arsensaures Wismuth, arsensaures und wahrscheinlich auch antimonsaures Blei, sowie antimonsaures Kupfer. Gewisse Salze wirken als solche nachtheiliger auf die Eigenschaften des Kupfers als die aus ihnen reducirten Metalle. Es sind dies arsensaures Kupfer und der sogen. „Kupferglimmer", ein Kupfer-Nickel-Antimoniat.

Antimonsaures Wismuth wirkt nach Hampe erst bei einem Gehalte von 0,7% nachtheilig auf das Kupfer ein, indem es Roth- und Kaltbruch hervorruft. Wird das Salz dagegen reducirt, so tritt schon bei geringen Mengen desselben Rothbruch ein. Durch das aus dem Salze reducirte Antimon wird der Einfluss des Wismuths auf Kaltbruch verringert.

Arsensaures Blei wird von geschmolzenem Kupfer ebenso aufgelöst wie Kupferoxydul. Nach Hampe wirkte ein Gehalt von 0,657% arsensaurem Blei nur in sehr geringem Maasse auf Rothbruch, während das Kupfer nach der Reduction des Salzes kaltbrüchig und stark rothbrüchig erschien.

Antimonsaures Kupfer übt nach Hampe in geringen Mengen keinerlei nachtheiligen Einfluss auf die Eigenschaften des Kupfers aus. Während bei 0,5% Antimongehalt des Kupfers Neigung zum Rothbruch eintritt, war nach Hampe bei einem 0,5% Antimon entsprechenden Gehalte des Kupfers an antimonsaurem Kupfer weder Roth- noch Kaltbruch zu bemerken. Im Gegentheil übertraf ein derartiges Kupfer hinsichtlich der Dehnbarkeit sogar die meisten Sorten des Handelskupfers.

Arsensaures Kupfer. Nach Hampe wirkt ein Gehalt von 0,4% dieses Salzes nicht merkbar auf die Eigenschaften des Kupfers ein. Bei höherem Gehalte dagegen wurde das Kupfer kaltbrüchig und erst bei 2% des Salzes rothbrüchig. Durch die Reduction des Salzes wurden die Eigenschaften des Kupfers verbessert, so dass Kupfer mit 0,5% Arsengehalt weder Kalt- noch Rothbruch zeigte.

Der Kupferglimmer ist ein Kupfer-Nickel-Antimoniat, welches nach Hampe die Formel:



$$6\,Cu_2O,\ Sb_2O_5 + 8\,NiO,\ Sb_2O_5$$

hat. Dieses Salz stellt gelbe, metallglänzende Blättchen dar, welche sich auf der Oberfläche und im Innern mancher Kupfersorten (Gaarkupfer) ausgeschieden finden.

Ein Gehalt von 0,726% Kupferglimmer vermindert nach Hampe nur die Zähigkeit, nicht aber die Streckbarkeit des Kupfers in der Hitze und Kälte. Bei 1,44% Kupferglimmer war das Kupfer kaltbrüchig. Nach der

Reduction des Kupferglimmers dagegen zeigte sich das Kupfer ebenso dehnbar in der Kälte wie reines Kupfer, nur war es härter.

Gase. Kohlenoxyd, schweflige Säure und Wasserstoff werden vom flüssigen Kupfer absorbirt und bleiben beim Erstarren desselben als Blasen zurück. Sie veranlassen daher in der Kälte und Hitze die Bildung von unganzen Stellen.

Chemische Eigenschaften.

In trockener Luft ändert sich das Kupfer bei gewöhnlicher Temperatur nicht. In feuchter Luft überzieht es sich bei Anwesenheit von Kohlensäure mit einer dünnen Schicht von basischem Kupfer-Carbonat (Grünspan). Wird es bei Luftzutritt bis zur Rothglut erhitzt, so überzieht es sich mit einer grauschwarzen Schicht von Kupferoxyd und Kupferoxydul, dem sogenannten Glühspan. Das Kupferoxyd bildet den äusseren Theil der Schicht, während der innere Theil aus Kupferoxydul besteht. Das letztere geht bei längerem Erhitzen in der Rothglut gleichfalls in Kupferoxyd über. Der Glühspan lässt sich vom Kupfer durch Biegen des letzteren oder durch Abkühlen desselben in Wasser leicht ablösen.

Durch reines luftfreies Wasser und Kalkwasser wird das Kupfer nicht angegriffen; wohl aber wird es bei Zutritt der Luft durch Wasser oxydirt, welches Alkalien, Säuren oder verschiedene Salze enthält.

Das Kupfer löst sich leicht in Salpetersäure, Königswasser und concentrirter kochender Schwefelsäure auf. Von verdünnter Schwefelsäure wird es nur bei Luftzutritt aufgelöst. In Salzsäure löst es sich bei Luftzutritt langsam auf.

Von allen Metallen hat es die grösste Verwandtschaft zum Schwefel und verbindet sich desshalb besonders energisch mit diesem Element.

Verwendet man durch andere Elemente verunreinigtes Kupfer als Anode des elektrischen Stromkreises, eine passende sauer gemachte Kupferlösung (mit Schwefelsäure versetzte Kupfersulfatlösung) als Elektrolyt und eine Kupferplatte als Kathode, so lässt sich bei Anwendung einer geeigneten Stromdichte das Kupfer in reinem Zustande an der Kathode niederschlagen.

Die für die Gewinnung des Kupfers wichtigen chemischen Reactionen der Verbindungen dieses Metalles.

Kupferoxydul (Cu_2O).

Das Kupferoxydul ist in der Rothglut schmelzbar. Mit metallischem Kupfer schmilzt es in allen Verhältnissen zusammen.

Im zerkleinerten Zustande lässt es sich durch Glühen an der Luft in Kupferoxyd überführen. Durch Kohle, Kohlenoxyd, Wasserstoff

und Kohlenwasserstoffe wird es leicht zu Metall reducirt. Mit Kieselsäure verbindet es sich zu Silicaten.

Mit Bleioxyd schmilzt es zu einer leichtflüssigen Masse zusammen.

Erhitzt man Kupferoxydul mit Schwefelkupfer (Cu_2S) in entsprechendem Verhältnisse, so wird das gesammte Kupfer beider Verbindungen unter Entwicklung von Schwefliger Säure ausgeschieden. Ist die Menge des Kupferoxyduls zu gering im Verhältnisse zum Schwefelkupfer, so bleibt ein Theil des letzteren unzersetzt.

Wird Kupferoxydul mit Schwefeleisen (FeS) in entsprechendem Verhältnisse erhitzt, so wird das Kupfer als Metall ausgeschieden, während das Eisen in Eisenoxydul verwandelt wird und der Schwefel als Schweflige Säure entweicht. Ist die Menge des Kupferoxyduls zu gering im Verhältnisse zum Schwefeleisen, so entsteht bei einem bestimmten Verhältnisse beider Körper Halbschwefelkupfer, Eisenoxydul und Schweflige Säure. Bei noch ungünstigeren Mengenverhältnissen des Kupferoxyduls zum Schwefeleisen bleibt ein Theil des letzteren unzersetzt (bzw. auf einer niedrigeren Schwefelungsstufe) und verbindet sich mit dem Schwefel-Kupfer zu einem Kupferstein. Man erhält daher Kupferstein, Eisenoxydul und Schweflige Säure.

Durch Salpetersäure wird das Kupferoxydul in Kupferoxyd umgewandelt und dann aufgelöst.

Durch Schwefelsäure wird es in Kupferoxyd und Kupfer zersetzt. Das Kupferoxyd wird aufgelöst.

Salzsäure löst das Kupferoxydul zu Kupferchlorür auf. Aus der Lösung lässt sich das Kupferchlorür durch Zusatz von Wasser als weisses Pulver niederschlagen.

Ammoniak löst das Kupferoxydul zu einer farblosen Flüssigkeit auf, welche an der Luft durch Bildung von Kupferoxyd-Ammoniak blau wird.

Kupferoxyd (CuO).

Das Kupferoxyd ist nicht schmelzbar. Mit Bleioxyd schmilzt es zu einer Schlacke zusammen. Mit Blei schmilzt es gleichfalls zusammen. Hierbei soll nach Karsten je nach den Mengenverhältnissen beider Körper eine Verbindung von Bleioxyd und Kupferoxydul oder eine Legirung von Kupfer und Blei nebst einer Kupferoxydul enthaltenden Schlacke entstehen.

Durch Kohle, Kohlenoxydgas, Wasserstoff und Kohlenwasserstoffe wird es leicht zu Metall reducirt.

Mit Kieselsäure bildet es, nach den Untersuchungen von Percy und Knapp, sobald reducirende Gase Zutritt haben, eine blutrothe, hauptsächlich Kupferoxydul enthaltende Schlacke. Sind die reducirenden Gase (der Flamme oder des Ofens) ausgeschlossen, so

entsteht eine halbgeflossene, undurchsichtige, braunrothe, an der Oberfläche schwarze Masse.

Erhitzt man Kupferoxyd mit Schwefelkupfer (Cu_2S) in dem passenden Verhältnisse, so wird, wie bei dem Erhitzen von Kupferoxydul und Schwefelkupfer, der gesammte Kupfergehalt beider Verbindungen unter Entbindung von Schwefliger Säure ausgeschieden. Ist die Menge des Kupferoxyds geringer, als das gedachte Verhältniss erfordert, so wird bei gewissen Mengenverhältnissen Kupfer, Kupferoxydul und Schweflige Säure gebildet, während, wenn das Kupferoxyd unter einer bestimmten Grenze bleibt, ein Theil des Schwefelkupfers nicht zersetzt wird.

Wird Kupferoxyd mit Schwefeleisen erhitzt, so wird bei geeigneten Mengenverhältnissen beider Körper, wie bei der Einwirkung von Kupferoxydul auf Schwefeleisen, das Kupfer als Metall ausgeschieden, das Eisen in Eisenoxydul verwandelt und der Schwefel als Schweflige Säure verflüchtigt. Ist die Menge des Kupferoxyds geringer, als zu der gedachten Zerlegung erforderlich, so wird Halbschwefelkupfer, Eisenoxydul und Schweflige Säure und bei einem noch ungünstigeren Verhältnisse zwischen Kupferoxyd und Schwefeleisen Schwefeleisen-Schwefelkupfer (Kupferstein), Eisenoxydul und Schweflige Säure gebildet.

In Säuren löst sich das Kupferoxyd leicht auf, ebenso in Ammoniak und Ammoniaksalzen.

Durch Eisenchlorürlösung wird das Kupferoxyd unter Ausscheidung von Eisenoxyd in Kupferchlorür und Kupferchlorid umgewandelt. Durch Eisenchloridlösung wird Kupferoxyd unter Ausscheidung von Eisenoxyd in Kupferchlorid verwandelt.

Durch Ferrisulfat wird Kupferoxyd unter Bildung von basischem Ferrisulfat bzw. Ausscheidung von Eisenoxyd in Kupfersulfat verwandelt. Ferrosulfat verwandelt das Kupferoxyd unter Bildung von basischem Ferrisulfat in Kupfersulfat.

Die Carbonate des Kupfers verhalten sich ähnlich wie Kupferoxyd.

Kupfersilicate.

Aus den Silicaten des Kupfers wird das Kupfer durch Kohle in Gegenwart einer stärkeren Base (FeO oder CaO) als Metall reducirt.

Kupfersilicate und Schwefeleisen setzen sich in der Hitze in Schwefelkupfer und Eisensilicate um.

Kupfersilicate und Eisen setzen sich bei geeigneten Mengenverhältnissen in der Schmelzhitze in Eisensilicat und Kupfer um.

Schwefelkupfer.

Von den beiden Schwefelverbindungen des Kupfers ist nur das Halbschwefelkupfer, Cu_2S, von besonderer metallurgischer Wichtigkeit. Das Einfach-Schwefelkupfer, CuS, ist nicht feuerbeständig, sondern zerfällt beim Erhitzen in Halbschwefelkupfer und Schwefel.

Das Halbschwefelkupfer ist leichter schmelzbar als das Kupfer und schmilzt mit anderen Schwefelmetallen, sogar mit Schwefelbaryum und Schwefelcalcium, zu homogenen Massen, den sog. „Steinen“ zusammen.

Beim Rösten des Schwefelkupfers an der Luft (oxydirendes Rösten) entweicht ein Theil Schwefel als Schweflige Säure, während das Kupfer oxydirt wird. Ein anderer Theil der entwickelten Schwefligen Säure verwandelt sich in Schwefelsäure und bildet Kupfersulfat. Durch stärkeres Erhitzen wird das Kupfersulfat in Kupferoxyd und Schwefelsäure bzw. Schweflige Säure und Sauerstoff zerlegt. Bei hinreichend lange fortgesetzter Röstung und Anwendung der erforderlichen Temperatur erhält man Kupferoxyd, andernfalls Gemenge aus Kupferoxydul (welches aus Kupferoxyd durch Schweflige Säure reducirt wird), Kupferoxyd, Kupfersulfat und unzersetztem Schwefelkupfer.

Unterwirft man Verbindungen oder Gemenge von Schwefelkupfer und Schwefeleisen der oxydirenden Röstung, so erhält man bei geeigneter Röstung ein Gemenge von Kupferoxyd und Eisenoxyd. Unterbricht man die Röstung vor der Entfernung des Schwefels, so erhält man Gemenge von Oxyden, Sulfaten und Schwefelverbindungen des Kupfers und Eisens.

Röstet man Schwefelkupfer mit Chlor abgebenden Körpern, wie Chlornatrium, Chlormagnesium, Abraumsalzen (chlorirende Röstung), so wird das Kupfer in Kupferchlorid und zu einem geringen Theile in Kupferchlorür verwandelt, während Sulfate der ursprünglichen Chlormetalle gebildet werden und ein Theil Schweflige Säure und Salzsäure entweichen.

Durch Rösten des Schwefelkupfers mit Sulfaten des Eisens oder Pyrit lässt sich das Kupfer zum Theil in Kupfersulfat überführen. Durch Erhitzen mit Eisennitrat lässt sich Schwefelkupfer in Kupfersulfat überführen.

Erhitzt man Schwefelkupfer mit Oxyden des Kupfers, so treten die oben beim Kupferoxydul und Kupferoxyd angegebenen Reactionen ein. Ist das Schwefelkupfer mit Schwefeleisen verbunden, so wirken die Oxyde des Kupfers auch auf das Schwefeleisen in der oben angegebenen Weise ein.

Erhitzt man Gemenge von Oxyden und Schwefel-Verbindungen des Kupfers und Eisens, welche noch hinreichend

Schwefel enthalten, um das Kupfer als Schwefelmetall zu binden, mit Kohle und Kieselsäure, so wird das gesammte Kupfer an Schwefel, das Eisen aber als Oxydul an Kieselsäure gebunden. Ist mehr Schwefel vorhanden, als zur Bindung des Kupfers erforderlich ist, so bleibt derselbe beim Eisen und es bildet sich Schwefelkupfer-Schwefeleisen oder Kupferstein. Etwa hierbei entstandenes Kupfersilicat setzt sich mit Schwefeleisen in Schwefelkupfer und Eisensilicat um.

Leitet man durch geschmolzenes Schwefelkupfer einen Strom gepresster Luft, so wird das Kupfer unter Entwicklung von Schwefliger Säure ausgeschieden.

Leitet man durch eine kupferreiche Schwefelkupfer-Schwefeleisenverbindung (Kupferstein) in Gegenwart von Kieselsäure einen Strom gepresster Luft, so wird das Kupfer als Metall ausgeschieden, das Eisen in Silicat (Schlacke) verwandelt und der Schwefel als Schweflige Säure verflüchtigt.

Aus eisenreicherem Kupferstein lässt sich auf diese Weise der grösste Theil des Eisens ausscheiden und verschlacken und das Kupfer in der Form von eisenarmem Kupferstein erhalten.

Bleioxyd zersetzt sich mit Schwefelkupfer unter Entwicklung von Schwefliger Säure in metallisches Blei und ein Gemenge von Bleioxyd und Kupferoxydul. Diese Zersetzung tritt indess nach Percy erst dann vollständig ein, wenn die Menge des Bleioxyds das Zwanzigfache von der Menge des Schwefelkupfers beträgt.

Metallisches Blei zersetzt das Schwefelkupfer so gut wie gar nicht.

Metallisches Eisen zersetzt das Schwefelkupfer nur theilweise, indem sich beim Zusammenschmelzen beider Körper neben einem aus Kupfer und Eisen bestehenden Metallkönig ein eisenhaltiger Kupferstein bildet.

Das Zink zersetzt das Schwefelkupfer ebenfalls nur theilweise, indem man beim Zusammenschmelzen beider Körper neben zinkhaltigem Kupfer stets eine grosse Menge zinkhaltigen Kupfersteins erhält.

Aehnlich wie Zink verhalten sich Zinn und Antimon.

Kohle soll nach Berthier das Schwefelkupfer in hoher Temperatur unter Entwicklung von Schwefelkohlenstoff theilweise reduciren.

Wasserstoff soll nach Berthier und H. Rose das Schwefelkupfer nicht angreifen. Nach neueren Untersuchungen von Hampe hingegen kann Schwefelkupfer bei Glühhitze langsam aber vollständig durch Wasserstoffgas unter Entwicklung von Schwefelwasserstoff in Kupfer übergeführt werden.

Wasserdampf wirkt bei Rothglut nur wenig zersetzend auf Schwefelkupfer ein; bei Weissglut dagegen wird aus dem Schwefelkupfer unter Entwicklung von Schwefelwasserstoff das Kupfer ausgeschieden. Nach Knapp verbindet sich der frei gewordene Sauerstoff des Wassers mit dem

Kupfer zu Kupferoxyd, welches letztere sich mit noch vorhandenem Schwefelkupfer in Kupfer und Schweflige Säure umsetzt.

Kohlensäure ist nach Hampe im Stande, Schwefelkupfer in stärkerer Rothglut unter Bildung von Schwefliger Säure und Kohlenoxydgas langsam in Kupfer zu verwandeln.

Kohlenoxydgas wirkt nach Hampe auf Schwefelkupfer in der Rothglut nicht ein.

Halbschwefelkupfer wird durch eine Lösung von Eisenchlorid unter Bildung von Eisenchlorür und Ausscheidung von Schwefel in Kupferchlorür umgewandelt.

Einfach-Schwefelkupfer wird unter Bildung von Eisenchlorür und Ausscheidung von Schwefel in Kupferchlorid umgewandelt.

Durch Behandeln von Schwefelkupfer mit Eisenchlorür und Salzsäure bei Luftzutritt wird das Kupfer in Kupferchlorid, Kupferchlorür und Kupfersulfat übergeführt, während gleichzeitig Eisensulfat entsteht.

Durch Ferrisulfatlösung lässt sich Schwefelkupfer unter Bildung von Ferrosulfat in Kupfersulfat überführen.

Durch Kupferchloridlösung wird Schwefelkupfer so zerlegt, dass sich Kupferchlorür bildet und Schwefel ausgeschieden wird.

Benutzt man Schwefelkupfer oder eine Schwefelkupfer-Schwefeleisenverbindung, sogen. Kupferstein, als Anode des elektrischen Stromkreises, eine mit Schwefelsäure angesäuerte Kupfersulfatlösung als Elektrolyt und eine Kupferplatte als Kathode des Stromkreises, so lässt sich bei Anwendung einer geeigneten Stromdichte das Kupfer an der Kathode niederschlagen, während der Schwefel an der Anode ansgeschieden und das Eisen in den Elektrolyten übergeführt wird.

Kupfersulfat ($Cu SO_4 + 5 H_2 O$).

Das krystallisirte Kupfersulfat löst sich in 4 Theilen kalten Wassers auf. Bei 100° verliert es 4 Molecüle Wasser, bei 200° das gesammte Wasser. In starker Glühhitze (heller Rothglut) zerlegt sich das Kupfersulfat in Kupferoxyd und Schwefelsäure bzw. Schweflige Säure und Sauerstoff.

Erhitzt man Kupfersulfat mit Kohle, so wird bei dunkler Rothglut das Kupfer unter Bildung von Kohlensäure und Schwefliger Säure ausgeschieden; bei stärkerer Hitze dagegen entstehen Kohlensäure und Schwefelkupfer.

Beim Erhitzen mit Halbschwefelkupfer verhält es sich ähnlich wie Kupferoxydul und Kupferoxyd. Es ist anzunehmen, dass der grösste Theil des Sulfats vor Erreichung der Reactionstemperatur schon in Kupferoxyd umgewandelt ist und dass daher hauptsächlich das letztere zur Wirkung gelangt.

Aus den Lösungen des Kupfersulfats lässt sich das Kupfer durch Eisen und Zink im metallischen Zustande, durch Schwefelwasserstoff und Schwefelmetalle der Alkalien als Schwefelmetall ausfällen.

Durch den elektrischen Strom lässt sich aus dem Kupfersulfat das Kupfer an der Kathode ausscheiden, während das Säureradical an die Anode geht. Befindet sich an der Anode, welche unlöslich ist, Ferrosulfat in Lösung, so wird dasselbe durch das Anion (SO_4) in Ferrisulfat umgewandelt.

Kupferchlorür (Cu_2Cl_2).

ist in Wasser nur sehr wenig löslich. Dagegen löst es sich leicht in Salzsäure, Chlornatrium, Chlorkalium, Chlorcalcium, Chlormagnesium, Eisenchlorür, Chlorzink, Mangan- und Kobaltchlorür.

Aus den Lösungen des Kupferchlorürs lässt sich durch Eisen und Zink metallisches Kupfer, durch Schwefelwasserstoff sowie Schwefelmetalle der Alkalien und alkalischen Erden Schwefelkupfer, durch Calciumhydroxyd Kupferoxydul ausfällen.

Durch den elektrischen Strom lässt sich aus Kupferchlorürlösungen das Kupfer an der Kathode ausscheiden, während das Chlor an die Anode geht. Befindet sich an der Anode Kupferchlorür in Lösung, so wird dasselbe durch das ausgeschiedene Chlor in Kupferchlorid verwandelt.

Kupferchlorid

ist in Wasser leicht löslich. Mit Kupferoxyd verbindet es sich in mehreren Verhältnissen zu Oxychloriden.

Aus der Lösung des Kupferchlorids wird durch Kupfer und Zink metallisches Kupfer, durch Schwefelwasserstoff sowie durch Schwefel-Verbindungen der Alkalien und alkalischen Erden Schwefelkupfer, durch Calciumhydroxyd Kupferhydroxyd ausgefällt.

Durch Einleiten von Schwefliger Säure in Kupferchloridlösung wird Kupferchlorür ausgefällt.

Durch den elektrischen Strom wird das Kupfer an der Kathode, das Chlor an der Anode ausgeschieden.

Kupfererze.

Die wichtigsten Kupfererze sind die nachstehenden:

Gediegen Kupfer.

Dasselbe findet sich in grösseren Mengen am Lake Superior im Staate Michigan und zu Santa Rita in Neu-Mexico (Nord-Amerika). Es wurde ferner in grösseren Mengen in Chile (als Kupfersand mit 60—90% Kupfer) und in Süd-Australien (Burra-Burra) gefunden.

Rothkupfererz oder Cuprit (Cu_2O)

enthält 88,8 % Kupfer.

Dasselbe findet sich in grösseren Mengen in Neu-Mexico (Santa Rita) und Arizona (Clifton). Früher wurde es in grösseren Mengen in Süd-Australien (Burra-Burra) gefunden. Auch in Chile, Columbia und Russland (Perm) ist es aufgeschlossen worden. Das Ziegelerz ist ein inniges Gemenge von Rothkupfererz und Brauneisenstein.

Kupferschwärze oder Pelokonit (CuO)

enthält 79,8 % Kupfer. Dieses Mineral findet sich selten rein, sondern ist gewöhnlich durch Eisenoxyd und Manganoxyd verunreinigt. Es bildet ebenso wie das Rothkupfererz das Zersetzungsproduct von Schwefel-Verbindungen des Kupfers. In grösseren Mengen wurde es in Tennessee, Nord-Carolina und Virginia in den Vereinigten Staaten von Nord-Amerika gefunden.

Malachit ($Cu_2CO_4 + H_2O$)

enthält 57,33 % Kupfer und bildet gewöhnlich ein Zersetzungserzeugniss der Schwefel-Verbindungen des Kupfers. In grösseren Mengen ist er im Ural, in Süd-Amerika (Chile), in Süd-Australien (Burra-Burra) und in der neuesten Zeit auch in Arizona und Neu-Mexico (Ver. Staaten von Nord-Amerika) aufgefunden worden.

Kupferlasur oder Azurit ($2\,CuCO_3 + CuH_2O_2$)

enthält 55,16 % Cu und bildet, wie der Malachit, ein Zersetzungserzeugniss von Schwefel-Verbindungen des Kupfers. Gewöhnlich findet sich dieses Mineral mit dem Malachit zusammen, ist aber niemals in so grossen und dichten Massen aufgeschlossen worden wie der letztere. Fundorte waren z. B. beziehungsweise sind noch Chessy bei Lyon, das Banat, Sibirien, der Ural. In der neuesten Zeit hat man Lasur mit Malachit zusammen in Arizona und Neu-Mexico gefunden.

Kupferkies oder Chalcopyrit ($Cu_2S + Fe_2S_3$)

enthält 34,4 % Kupfer. Derselbe ist dasjenige Erz, aus welchem der grösste Theil des Kupfers der Erde hergestellt wird.

In manchen Fällen enthält derselbe Silber und Gold. Er kommt gewöhnlich zusammen mit Schwefelkies, oft auch mit Zinkblende, Bleiglanz, Arsenikkies, Fahlerz, Bournonit und eigentlichen Silbererzen vor. Mit Schwefelkies ist er oft so innig gemengt, dass beide Mineralien nicht von einander unterschieden werden können. Er findet sich in Spanien (Riotinto, Tharsis), Portugal, Deutschland (Rammelsberg bei Goslar, Mansfeld), Oesterreich-Ungarn (Bischofshofen, Brixlegg, Schmöllnitz, Nagybania), England (Cornwall, Devonshire, Wales), Irland (Wicklow), Russland (Ural, Kaukasus, Altai), Frankreich (Chessy bei Lyon), Italien (Agordo, Massa

ima), Norwegen (Rö[illegible] [illegible]
-Amerika (Neu-F[illegible] [illegible]
e, Alabama, Mo[illegible] [illegible]
ralien, Neu-Süd-Wa[illegible] [illegible]

Buntk[illegible]

hält im Durchsch[illegible]
ener als der K[illegible]
Kupferglanz [illegible]
on der zwischen 42 und [illegible]
sseren Mengen [illegible]
nge von B[illegible]
den Mansfelder [illegible]

[illegible]

nthält 79.8[illegible]
inigten Staaten [illegible]
line), Ariz[illegible]
Cornwall. [illegible]
kommt e[illegible]

[illegible]

mit 66 [illegible]
Mineral [illegible]

[illegible]

enthält [illegible]
als Z[illegible]
welche [illegible]
oder M[illegible]

[illegible]

enthält [illegible]
und P[illegible]

[illegible]

enthält [illegible]
geringen [illegible]

[illegible]

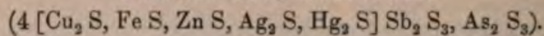
enthält [illegible]

[illegible]

[illegible]
[illegible]

felten Kupfererzen zusammen mit Malachit vorkommt. Es hat durchschnittlich 39,9 % Kupfer. Es findet sich in grösseren Mengen im Ural und in Chile.

Fahlerz oder Tetraëdrit


$(4 [Cu_2 S, Fe S, Zn S, Ag_2 S, Hg_2 S] Sb_2 S_3, As_2 S_3)$.

Dieses Erz hat einen zwischen 15 und 48 % schwankenden Kupfergehalt. Derselbe ist um so niedriger, je höher der Silbergehalt des Erzes ist. Der Quecksilbergehalt des Erzes geht oft bis 18 %. Es findet sich auf Blei-, Kupfer- und Silbererzlagerstätten in Deutschland, Ungarn, Tyrol und in Colorado (Vereinigte Staaten). Es kommt nur selten in so grosser Menge vor, dass es selbständig den Gegenstand der Kupfergewinnung ausmacht.

Kupferhaltige Hüttenerzeugnisse.

Ausser den Erzen liefern auch kupferhaltige Hüttenerzeugnisse der verschiedensten Art, wie sie bei der Gewinnung vieler Metalle fallen, das Material für die Kupfergewinnung. Es sind dies besonders kupferhaltige Steine, Speisen, Schlacken, Legirungen (Saigerdörner, Schlicker), Oxydschlacken, Oxyde, Laugen.

Die Gewinnung des Kupfers.

Wie sich aus der Zusammensetzung der Kupfererze und kupferhaltigen Hüttenerzeugnisse, sowie aus den oben dargelegten chemischen Reactionen der Verbindungen des Kupfers ergiebt, kann die Gewinnung des Kupfers

1) auf trockenem Wege,
2) unter Zuhülfenahme des nassen Weges,
3) unter Zuhülfenahme des elektro-metallurgischen Weges

erfolgen.

Den trockenen Weg wird man grundsätzlich bei Erzen und Hüttenerzeugnissen von hohem und mittlerem Kupfergehalte anwenden. Bis zu welcher Grenze nach unten dieser Weg noch lohnend ist, hängt hauptsächlich von den Preisen der Brennstoffe ab.

Den nassen Weg wird man, ausser bei Cementwässern, grundsätzlich bei allen Erzen anwenden, deren Zugutemachung auf trockenem Wege wegen niedrigen Kupfergehaltes nicht lohnend ist. Bis zu welcher Grenze nach oben dieser Weg noch Vortheile über den trockenen Weg bietet, hängt von den Preisen der Brennstoffe, der Lösungs- und Fällungsmittel ab.

Bei Hüttenerzeugnissen findet, abgesehen von der Verwerthung kupferhaltiger Laugen, der nasse Weg nur unter besonderen Umstände

und meistens in solchen Fällen Anwendung, in welchen es sich gleichzeitig um die Gewinnung von Silber oder Gold aus denselben handelt. In diesem Falle ist lediglich der Edelmetallgehalt maassgebend für das Einschlagen des nassen Weges.

Der elektro-metallurgische Weg steht für Erze bis jetzt nur vereinzelt in Anwendung. Es sind verschiedene, höchst sinnreiche Verfahren in dieser Richtung angegeben worden (Siemens, Höpfner), indess haben dieselben trotz des Nachweises ihrer technischen Ausführbarkeit bis jetzt noch nicht lange genug in grossem Maassstabe in Anwendung gestanden, um ein sicheres Urtheil über die Vortheile derselben fällen zu können.

Dagegen steht dieser Weg zur Gewinnung von reinem Kupfer aus gold- und silberhaltigem bzw. durch andere Elemente verunreinigtem Kupfer auf einer grossen Reihe von Hüttenwerken in Anwendung.

Reinigung des Kupfers.

Das auf trockenem und nassem Wege gewonnene Kupfer, das sog. „Rohkupfer", enthält noch eine Reihe fremder Elemente, welche die technische Verwendung desselben in der oben dargelegten Weise beeinträchtigen. Es bedarf daher einer Reinigung von denselben durch besondere Prozesse. Die letzteren werden auf trockenem Wege oder mit Hülfe der Elektrolyse ausgeführt und schliessen sich unmittelbar an die Gewinnung des Rohkupfers an.

Der trockene Weg der Kupfergewinnung.

1. Die Gewinnung des Rohkupfers.

Die wichtigsten Kupfererze sind die Schwefelverbindungen des Kupfers. In zweiter Linie stehen die Oxyde, Carbonate und Silicate des Kupfers, sowie durch andere Körper verunreinigtes gediegenes Kupfer. Alle diese Erze werden bei hinreichendem Kupfergehalte auf trockenem Wege zu Gute gemacht.

Kupfergewinnung aus Schwefel-Verbindungen des Kupfers.

Unter den Schwefel-Verbindungen des Kupfers ist der Kupferkies das bei Weitem wichtigste Kupfererz. In demselben ist ebenso wie im Buntkupfererz das Schwefelkupfer chemisch mit Schwefeleisen verbunden. Der Kupferglanz bildet nur selten den Gegenstand der Kupfergewinnung für sich und ist meistens mit Schwefelkies, Kupferkies und Buntkupfererz gemengt. Wir haben es daher bei der Verhüttung der geschwefelten Kupfererze auf trockenem Wege, ausser mit der Entfernung der Gangarten, hauptsächlich mit der Trennung des Eisens und Schwefels vom Kupfer thun.

gedachten Erzen beruht nun hau grössere Verwandtschaft zum Sau Kupfer eine grössere Verwandtsch dass der Schwefel des Schwef Kupfers eine grössere Verwan

fortgesetzte oxydirende Röstung könn Erzen entfernen und dieselben und Kupfers verwandeln. Dur Kohle und Kieselsäure würde man d und an die Kieselsäure binden, d reduciren können. Ein derartig nur ein sehr unreines Kupfer liefer cher Theil Eisen reducirt wird u sonders Arsen und Antimon, in gros erden, sondern auch einen grossen Th führen. Man zieht es daher im Int reinen Rohkupfers und der Vermeidu ackung vor, aus den Erzen zuerst e kupfer-Schwefeleisen-Verbindung, d stellen, in welcher das Kupfer im V angereichert ist, während Schwefel u soweit als thunlich aus derselben e entweder direct oder nach noch weiter auf Rohkupfer zu verarbeiten. Die g -Verbindung erhält man durch ei bestimmten Grade und ein dara mit Kieselsäure enthaltenden Zuschläge an Eisen und gleichzeitig frei v von Antimon und Arsen oder enthält s sehr geringen Mengen, so wird sie dur oder durch einen blossen Schmelzproze enfalls wird sie durch eine theilwei des Verschmelzen oder auch durch ein an Kupfer noch weiter angereicherte, und Antimon entsprechend ärme Spurstein, Concentrationsstein, concentrirt et. Diese Verbindung wird bei hi eichender Reinheit auf Rohkupfer vera in der gedachten Weise noch weiter sen, Schwefel, Blei, Arsen und Antim Silber veranlasst im Interesse der Co emen Gewinnung desselben gleichfal cherungsarbeiten.

Man erhält hiernach das Rohkupfer aus den geschwefelten Kupfererzen durch eine Reihe von Oxydations- und Reductionsarbeiten, d. i. Rösten und Verschmelzen der Erze auf Kupferstein und durch Verarbeitung des letzteren auf Rohkupfer und zwar entweder direct oder nach vorgängiger Verwandlung desselben in einen kupferreichen Stein durch eine ein- oder mehrmalige Wiederholung der Anreicherungsarbeiten.

Das Verschmelzen der gerösteten Erze wird in Schachtöfen oder Flammöfen ausgeführt, während das Anreichern des Rohsteins entweder durch Röstung und darauf folgendes Verschmelzen desselben in Schachtöfen oder Flammöfen oder ohne vorgängige Röstung desselben durch Verblasen des geschmolzenen Steins in Convertern geschieht. Die Verarbeitung des Kupfersteins auf Rohkupfer erfolgt entweder durch Röstung und darauf folgendes Verschmelzen desselben in Schachtöfen oder Flammöfen oder ohne vorgängige Röstung in Flammöfen oder in Convertern.

Je nach der Anwendung von Schachtöfen, Flammöfen oder Convertern sind die Reactionen bei der Gewinnung des Kupfersteins bzw. des concentrirten oder Spursteins und des Rohkupfers verschieden. Das reducirende Agens ist bei Anwendung von Schachtöfen die Kohle, bzw. das Kohlenoxydgas, bei Anwendung von Flammöfen und Convertern der Schwefel. Die Verschlackung des Eisens geschieht in allen Fällen durch Kieselsäure.

Der **Schachtofenprozess**, auch **deutscher** oder **schwedischer Prozess** oder **Röst- und Reductionsarbeit** genannt, besteht in einem Rösten der Erze und Kupfersteine in besonderen Apparaten und in einem darauf folgenden Verschmelzen des Röstgutes mit Kohle (Koks, Holzkohle) und kieselsäurehaltigen Zuschlägen in Schachtöfen. Durch die Röstung werden die Erze in ein Gemenge von Oxyden, Sulfaten und Schwefel-Verbindungen des Eisens und Kupfers verwandelt. Durch das Schmelzen mit Kohle in Schachtöfen werden die Oxyde des Eisens zu Oxydul reducirt und durch die zugeschlagene Kieselsäure verschlackt. Die Sulfate des Eisens werden in der Hitze theils direct in Eisenoxyd und Schwefelsäure bzw. Schweflige Säure und Sauerstoff zerlegt, theils durch Kohlenoxyd in Eisenoxydul und Schweflige Säure verwandelt, während das Kohlenoxyd zu Kohlensäure oxydirt wird. Die Oxyde des Kupfers werden theils durch Kohlenoxyd zu Kupfer reducirt, welches letztere dem Schwefeleisen so viel Schwefel entzieht, als zur Bildung von Halbschwefelkupfer erforderlich ist, theils werden sie durch Schwefeleisen bei Gegenwart von Kieselsäure und Kohle in Schwefelkupfer verwandelt, welches sich mit dem vorhandenen Schwefelkupfer und dem noch unzersetzten Schwefeleisen zu Kupferstein verbindet. Kupfersulfat wird durch Kohle bei dunkler Rothglut unter Bildung von Kohlensäure in Kupfer und Schweflige Säure verwandelt; bei stärkerer Hitze dagegen bilden sich Schwefelkupfer und Kohlensäure. Das Schwefeleisen, welches zur Verwandlung der Oxyde des Kupfers in Schwefelkupfer seinen Schwefel hergegeben hat, wird in Eisen-

silicat verwandelt und verschlackt; das Schwefeleisen dagegen, welches durch metallisches Kupfer zerlegt worden ist, wird in eine niedrigere Schwefelungsstufe oder ein Gemenge von Schwefeleisen und Eisen verwandelt, welches in den Kupferstein geht.

Soll der erhaltene Kupferstein angereichert werden, so wird er bis zu einem bestimmten Grade geröstet und dann in Schachtöfen mit Kohle und Kieselsäure enthaltenden Zuschlägen verschmolzen. Es finden hierbei die nämlichen chemischen Vorgänge statt, wie bei der Verarbeitung der Erze auf Kupferstein.

Bei einer noch weiter gewünschten Anreicherung des Kupfers in dem nun erhaltenen Kupferstein wird in gleicher Weise verfahren.

Der beim Verschmelzen der Erze erhaltene oder durch Röst- und Schmelzprozesse angereicherte und gereinigte Kupferstein wird zum Zwecke der Herstellung von Rohkupfer todt geröstet und dann mit Kohle und kieselsäurehaltigen Zuschlägen in Schachtöfen auf Rohkupfer verschmolzen. Durch die Todtröstung werden die Schwefelmetalle in ein Gemenge von Oxyden des Kupfers und Eisens verwandelt; durch das Verschmelzen des Röstgutes im Schachtofen werden die Oxyde des Eisens zu Oxydul reducirt und durch die Kieselsäure verschlackt, während die Oxyde des Kupfers zu Rohkupfer reducirt werden.

Im letzten Jahre hat man in den Vereinigten Staaten von Nord-Amerika pyritische Kupfererze ohne vorgängige Röstung auf Kupferstein zu verschmelzen gesucht und will, da der Schwefel die Rolle eines Brennstoffs spielt, den Stein mit einem sehr geringen Aufwande an verkohltem Brennstoff hergestellt haben. Ob sich dieser Prozess (pyritic smelting) auf die Dauer bewährt, bleibt abzuwarten.

Der **Flammofenprozess, auch englischer Prozess oder Röst- und Reactionsarbeit** genannt, besteht in einem theilweisen Abrösten der Erze und Kupfersteine und in einem darauf folgenden Verschmelzen des Röstgutes in Flammöfen mit Quarzherden, nöthigenfalls unter Zuschlag Kieselsäure enthaltender Materialien oder Erze. Die Röstung der Erze und der beim Erzschmelzen sowie bei den ersten Anreicherungsarbeiten gefallenen Kupfersteine geschieht immer in besonderen Apparaten, während die Verarbeitung der angereicherten Kupfersteine auf Rohkupfer sowohl durch theilweise Röstung in besonderen Apparaten und Verschmelzung des Röstgutes in Flammöfen als auch ohne vorgängige Röstung durch Verschmelzen in Flammöfen geschieht. In diesem letzteren Falle wird die Röstung durch ein langsames (tropfenweises) Einschmelzen der Kupfersteine in einem Luftstrome ersetzt.

Durch die Röstung werden die Erze, wie beim deutschen Prozess, in ein Gemenge von Oxyden, Sulfaten und Schwefelverbindungen des Eisens und Kupfers verwandelt. Durch das Schmelzen in Flammöfen wir[d] eine Einwirkung der Oxyde des Kupfers auf Schwefelkupfer und Schwef[el]eisen, des Kupfersulfats auf Schwefelkupfer, sowie des Eisenoxyds

Schwefeleisen herbeigeführt. Die Oxyde des Kupfers zerlegen sich mit Schwefelkupfer in Kupfer und Schweflige Säure, mit Schwefeleisen in Schwefelkupfer, Eisen, Eisenoxydul und Schweflige Säure, während sich das Eisenoxyd z. Th. mit Schwefeleisen in Eisenoxydul und Schweflige Säure zerlegt. Das Sulfat des Kupfers setzt sich, soweit es nicht schon durch die Hitze zerlegt wird, mit Schwefelkupfer je nach den Mengenverhältnissen beider Körper in Kupfer oder Kupferoxydul und Schweflige Säure um. Das nur in geringer Menge vorhandene Eisensulfat wird in Eisenoxyd und Schwefelsäure bzw. Schweflige Säure und Sauerstoff zerlegt. Das ausgeschiedene Kupfer entzieht dem noch unzersetzt gebliebenen Schwefeleisen so viel Schwefel, als zur Bildung von Schwefelkupfer erforderlich ist, während ein entsprechender Theil Eisen ausgeschieden wird. Das ausgeschiedene Eisen geht theils in den Stein über, theils verwandelt es das Eisenoxyd in Eisenoxydul. Das neu gebildete Schwefelkupfer vereinigt sich mit dem bereits vorhandenen Schwefelkupfer sowie mit dem unzersetzt gebliebenen Schwefeleisen zu **Kupferstein**. Das gesammte Eisenoxyd ist durch die Wirkung des Schwefeleisens und des metallischen Eisens zu Oxydul reducirt worden. Das letztere sowohl wie das bereits (im Oxyduloxyd) vorhanden gewesene, sowie das durch die Einwirkung der Oxyde des Kupfers auf Schwefeleisen entstandene Eisenoxydul wird durch die Kieselsäure des Heerdes bzw. durch in der Beschickung enthaltene Kieselsäure in Silicat verwandelt und verschlackt.

Die Anreicherung des Steins wird durch theilweises Rösten desselben und Verschmelzen des gerösteten Steins in Flammöfen ausgeführt. Die chemischen Vorgänge bei den Anreicherungsarbeiten sind, abgesehen davon, dass Gangarten nicht mehr zu verschlacken sind, die nämlichen wie beim Rösten und Verschmelzen der Erze. Die Röstung bei den Anreicherungsarbeiten lässt sich durch Zuschlag von oxydischen Kupfererzen oder Carbonaten des Kupfers theilweise ersetzen.

Die Verarbeitung des Kupfersteins auf Rohkupfer geschieht durch theilweises Abrösten und darauf folgendes Verschmelzen desselben in Flammöfen oder durch Verschmelzen desselben in Flammöfen ohne vorgängige Röstung.

Die Abröstung vor dem Verschmelzen darf nur eine theilweise sein, da hinreichend Schwefel im Röstgute bleiben muss, um das zur Ausscheidung von Kupfer nöthige Mengenverhältniss zwischen Oxyden und Schwefelmetallen herzustellen. Bei der erforderlichen Temperatur wirken die Oxyde des Kupfers so auf das Schwefelkupfer ein, dass das Kupfer als Metall ausgeschieden wird und, da kein Schwefel zur Bindung desselben vorhanden ist, in diesem Zustande verbleibt. Die im gerösteten Kupferstein noch vorhandenen verhältnissmässig geringen Mengen von [Eis]en werden als Eisenoxydul (hauptsächlich entstanden durch Einwirkung [von] Eisenoxyd auf Schwefeleisen) verschlackt.

[Das] Verschmelzen des Kupfersteins auf Roh-Kupfer ohne vor-

gängige Röstung erfolgt die erforderliche Oxydation des Schwefel-Kupfers und Schwefeleisens durch möglichst langsames tropfenweises Einschmelzen des Steins unter Einströmenlassen von Luft in den Ofen und durch wiederholtes Erkaltenlassen der Oberfläche der geschmolzenen Massen bei Luftzutritt. Hierdurch werden Schwefelkupfer und Schwefeleisen soweit oxydirt, dass bei Erhöhung der Temperatur die Ausscheidung von Rohkupfer und die Bildung von Eisenoxydul erfolgt, welches letztere verschlackt wird.

Der **Converter-Prozess**, auch **Kupfer-Bessemer-Prozess** oder **Verblase-Arbeit** genannt, wird nicht mit Erzen, sondern mit kupferreichen Kupfersteinen und zwar in der Regel zur Herstellung von Rohkupfer aus denselben ausgeführt.

Derselbe ist ein abgekürzter englischer Prozess und besteht in dem Einblasen eines vielfach vertheilten gepressten Luftstromes in geschmolzenen Kupferstein, welcher sich in einem mit Quarz gefütterten Converter von der Gestalt der Bessemer-Birne oder von cylindrischer Gestalt befindet.

Durch den Luftstrom werden Kupfer und Eisen unter Entwicklung von Schwefliger Säure sehr schnell oxydirt. Die Oxyde des Kupfers setzen sich mit dem noch unzersetzten Schwefelkupfer in Kupfer und Schweflige Säure um. Das Eisen wird in Oxydul verwandelt und durch die Kieselsäure des Converter-Futters verschlackt. Je nach der Dauer des Blasens kann man nun einen an Kupfer reichen, vom grössten Theile des Eisens befreiten Kupferstein oder aber Rohkupfer erzeugen. Im ersteren Falle, welcher nur selten vorkommt, zerfällt der Converter-Prozess in zwei getrennte Operationen, nämlich in die Anreicherung des Kupfers im Kupferstein und in die Verarbeitung des Kupfersteins auf Rohkupfer. Der häufigere Fall ist der, dass man das Kupfer nach dem deutschen oder englischen Prozess so weit im Kupferstein anreichert, dass der letztere sofort auf Rohkupfer verarbeitet werden kann.

Der dem Verblasen zu unterwerfende Stein wird in Schachtöfen geschmolzen und aus denselben in die Converter abgelassen. Die für den Converter-Prozess erforderliche Wärme wird durch die Oxydation des Schwefels und Eisens entwickelt.

Vergleichung der Prozesse der Rohkupfergewinnung auf trockenem Wege.

Der Schachtofenprozess oder deutsche Prozess der Kupfergewinnung erfordert die Anwendung von verkohltem Brennmaterial (Koks, Holzkohlen) und bringt das Kupfer verhältnissmässig schnell aus den Erzen aus. Er liefert beim Erzschmelzen kupferarme absetzbare Schlacken, dagegen sind die Producte desselben wegen der reducirenden Wirkung der Kohle nicht so rein wie die Producte des Flammofenprozesses. Der Kupferstein ist ärmer als der Kupferstein des Flammofenprozesses, weil bei dem Verschmelzen der gerösteten Erze bzw. Steine in Flammöfen ausser den Oxyden des Eisens auch ein erheblicher Theil des Schwefels entfernt wird, während

bei dem Schachtofenprozess fast der gesammte Schwefel in den Stein geht. Selbst die bei der Zerlegung der Sulfate des Kupfers und Eisens entbundene Schweflige Säure wird auf ihrem Wege durch den Ofen durch Kohlenoxydgas theilweise zu Schwefel reducirt, welcher letztere an Kupfer gebunden wird. Bei Fehlern in der Beschickung (zu viel oder zu wenig Kieselsäure) wird leicht Eisen aus derselben reducirt und auf der Sohle der Schlachtöfen als feste Masse (Sau, Wolf, Bär) ausgeschieden.

Der Flammofenprozess oder englische Prozess erfordert die Anwendung roher Brennstoffe (Steinkohle, Braunkohle, Torf, Holz), gestattet die Abkürzung oder theilweise Umgehung der Röstung durch Anwendung von oxydischen Erzen und Carbonaten neben den geschwefelten Erzen und liefert reinere Producte als der Schachtofenprozess, weil nur der Schwefel als reducirendes Agens auftritt und weil es möglich ist, auf Grund einer passenden Röstung oder des Zuschlages von oxydischen Erzen den Schmelzprozess so zu leiten, dass die schädlichsten Bestandtheile der Beschickung (Arsen, Antimon, Zinn) mit einem Theile Kupfer (den sogen. Bottoms) ausgeschieden werden. Der Stein ist reicher an Kupfer als der Stein vom Schachtofenprozess, weil ein grosser Theil Schwefel durch Einwirkung der Oxyde auf die Schwefelmetalle der Beschickung in Form von Schwefliger Säure entfernt wird und weil die Sulfate des Kupfers und Eisens in Oxyde und in entweichende Schwefelsäure bzw. Schweflige Säure und Sauerstoff zerlegt werden. Dagegen ist die Schlacke vom Erzschmelzen reicher an Kupfer als die Schlacke des Schachtofenprozesses und kann nicht abgesetzt werden, sondern bedarf einer besonderen Verarbeitung zum Ausbringen ihres Kupfergehaltes.

Der Schachtofenprozess lässt sich vortheilhaft anwenden bei niedrigen Preisen der verkohlten Brennstoffe, bei Erzen von gleich bleibender Beschaffenheit, bei Erzen von niedrigem Kupfergehalte, welche eine Verschlackung grösserer Mengen von Kupfer nicht zulassen, bei Erzen von hohem Eisengehalte, welcher bei Flammöfen das Heerdfutter zu stark angreifen würde.

Der Flammofenprozess lässt sich vortheilhaft anwenden bei niedrigen Preisen der rohen Brennstoffe, bei stetig wechselnder Beschaffenheit der Erze, beim gleichzeitigen Vorhandensein von oxydischen und geschwefelten Erzen, bei reichen Erzen, bei welchen die Verschlackung von Kupfer nicht schwer in das Gewicht fällt, bei unreinen (Arsen und Antimon enthaltenden) Erzen, bei quarzigen und thonigen Erzen, welche das Heerdfutter nicht stark angreifen, bei der beabsichtigten Erzeugung reiner Kupfersorten auf trockenem Wege. —

Der englische Prozess hat sich daher vorzugsweise an solchen Orten entwickelt, wo Steinkohlen billig sind und wo gute Häfen den billigen Bezug der verschiedensten ausländischen Erze und Kupfersteinsorten gestatten. Derartige Orte sind Swansea in Wales und St. Helens bei Liverpool. Es werden daselbst die verschiedensten Erzsorten und Kupfersteine

aus allen Theilen der Welt mit billigen Steinkohlen und bei Anwendun billiger feuerfester Materialien zu Gute gemacht und auf verschieden Kupfersorten verarbeitet.

Der deutsche Prozess sowohl wie der englische Prozess der Roh kupfergewinnung stehen in ihrer Reinheit nur noch an wenigen Orten i Anwendung. Auf den meisten Hüttenwerken hat man sich die Vortheil beider Prozesse, die Erzeugung armer Erzschlacken und die Herstellun reiner und reicher Steine angeeignet und verschmilzt die Erze im Interess der Erzeugung armer Schlacken in Schachtöfen, während die Verarbeitun des Kupfersteins in Flammöfen, die Herstellung des Rohkupfers in Flamm öfen oder in Schachtöfen vorgenommen wird.

Wir haben daher ausser dem deutschen und englischen Prozess auc den vereinigten englischen und deutschen oder deutsch-englischen Prozes zu betrachten.

Der Kupfer-Bessemer-Prozess oder Converter-Prozess finde nicht auf Erze, sondern nur auf Steine Anwendung und ist daher mi dem deutschen, englischen oder deutsch-englischen Prozess verbunden.

Er verläuft bei Weitem rascher als die Verarbeitung des Steins nac deutschem oder englischem Verfahren, bedarf nur sehr geringer Menge von Brennstoff (zum Einschmelzen des Kupfersteins), entfernt Arsen un Antimon bei Weitem vollständiger als der deutsche und der englisch Prozess und liefert ein reines Rohkupfer.

Dagegen erfordert er einen hohen Kraftaufwand zum Betriebe de Gebläses, einen grossen Aufwand an feuerfestem Material (Quarz un Thon) zum Ausfüttern der Converter und zu Reparaturen des Futters un entbindet grosse Mengen von Schwefliger Säure, deren Unschädlichmachun mit Schwierigkeiten verbunden ist. (Bis jetzt ist eine Unschädlichmachun noch nicht versucht.)

Der Kupfer-Bessemer-Prozess ist daher besonders am Platze bei Vorhandensein von billiger Betriebskraft (Wasserkraft), billiger feuerfeste Materialien, bei hohen Brennstoffpreisen und unreinen (Arsen und Antimo enthaltende) Kupfersteinen. Er ist ferner von Vortheil bei silberhaltige Kupfersteinen, aus welchen ein silberhaltiges Rohkupfer hergestellt un der Elektrolyse unterworfen werden soll. Das im Converter herge stellte Rohkupfer ist nämlich so rein, dass es direct aus dem Convert zu Anodenplatten gegossen werden kann.

Obwohl dieser Prozess noch verhältnissmässig neu und noch manche Verbesserungen fähig ist, unterliegt es keinem Zweifel, dass er beim Vo handensein der geeigneten Bedingungen der Verarbeitung des Kupferstei auf Rohkupfer nach der deutschen sowohl wie nach der englischen Me thode überlegen ist und sich mit der Zeit noch weiter Bahn breche wird.

Der deutsche Prozess der Kupfergewinnung.

Der deutsche Prozess besteht aus einer Reihe von Röst- und von Reductionsarbeiten.

In seiner Reinheit umfasst er die nachstehenden Operationen:

1. Das Rösten der Erze.
2. Das Verschmelzen der gerösteten Erze in Schachtöfen auf Kupferstein.
3. Das Rösten des Kupfersteins.
4. Das Verschmelzen des gerösteten Kupfersteins in Schachtöfen auf Rohkupfer.

Dieser reine Prozess wird mit Erzen von hinreichender Reinheit und hinreichendem Kupfergehalte ausgeführt. Sind die Erze arm an Kupfer und reich an Schwefeleisen, sowie durch andere Elemente (Arsen, Antimon, Blei) verunreinigt, so erhält man beim Verschmelzen derselben einen unreinen, kupferarmen Kupferstein. Wollte man denselben tot rösten und dann auf Rohkupfer verschmelzen, so würde man ein sehr unreines Rohkupfer erhalten, welches beim Reinigen ein unreines Handelskupfer und eine grosse Menge kupferhaltiger Nebenproducte liefern würde. Man röstet daher in solchen Fällen den Kupferstein nur soweit ab, dass noch hinreichend Schwefel im Röstgute bleibt, um beim Verschmelzen des letzteren einen neuen Kupferstein zu bilden, welcher sich durch grössere Reinheit und höheren Kupfergehalt von dem ersten Kupferstein unterscheidet. Dieser zweite Kupferstein, welchen man concentrirten Kupferstein, Spurstein oder Doublirstein nennt, wird gewöhnlich tot geröstet und in Schachtöfen auf Rohkupfer verarbeitet. Ist er dagegen noch unrein, so wird er nochmals bis zu einem bestimmten Grade geröstet und auf einen weiteren concentrirten Stein verschmolzen. Der letztere wird dann tot geröstet und auf Rohkupfer verschmolzen. Nur in seltenen Fällen (z. B. beim Vorhandensein grösserer Mengen von Blei) wird er vor der Verarbeitung auf Rohkupfer noch weiteren, stets mit hohen Kosten, Metallverlusten und einem grossen Zeitaufwand verbundenen Reinigungs- bzw. Kupfer-Concentrationsarbeiten unterworfen.

Noch viel seltener als die Ausdehnung der Röst- und Schmelzarbeiten findet der umgekehrte Fall, das Totrösten der Erze und das Verschmelzen derselben auf Rohkupfer statt. In solchen Fällen, wie sie dem Verfasser auf verschiedenen kleinen Kupferwerken in Transkaukasien vorgekommen sind, erhält man ein sehr unreines Rohkupfer und erleidet erhebliche Kupferverluste durch Verschlackung.

In manchen Fällen, in welchen geschwefelte Kupfererze mit grossen Mengen von erdigen Gangarten gemengt sind, sowie auch bei den schwefelarmen, kupferreichen Erzen lässt man die Röstung der Erze ganz wegfallen oder brennt nur bituminöse Substanzen aus denselben aus und

aus allen Theilen der Welt mit billigen Steinkohlen und bei Anwendung billiger feuerfester Materialien zu Gute gemacht und auf verschiedene Kupfersorten verarbeitet.

Der deutsche Prozess sowohl wie der englische Prozess der Rohkupfergewinnung stehen in ihrer Reinheit nur noch an wenigen Orten in Anwendung. Auf den meisten Hüttenwerken hat man sich die Vortheile beider Prozesse, die Erzeugung armer Erzschlacken und die Herstellung reiner und reicher Steine angeeignet und verschmilzt die Erze im Interesse der Erzeugung armer Schlacken in Schachtöfen, während die Verarbeitung des Kupfersteins in Flammöfen, die Herstellung des Rohkupfers in Flammöfen oder in Schachtöfen vorgenommen wird.

Wir haben daher ausser dem deutschen und englischen Prozess auch den vereinigten englischen und deutschen oder deutsch-englischen Prozess zu betrachten.

Der Kupfer-Bessemer-Prozess oder Converter-Prozess findet nicht auf Erze, sondern nur auf Steine Anwendung und ist daher mit dem deutschen, englischen oder deutsch-englischen Prozess verbunden.

Er verläuft bei Weitem rascher als die Verarbeitung des Steins nach deutschem oder englischem Verfahren, bedarf nur sehr geringer Mengen von Brennstoff (zum Einschmelzen des Kupfersteins), entfernt Arsen und Antimon bei Weitem vollständiger als der deutsche und der englische Prozess und liefert ein reines Rohkupfer.

Dagegen erfordert er einen hohen Kraftaufwand zum Betriebe des Gebläses, einen grossen Aufwand an feuerfestem Material (Quarz und Thon) zum Ausfüttern der Converter und zu Reparaturen des Futters und entbindet grosse Mengen von Schwefliger Säure, deren Unschädlichmachung mit Schwierigkeiten verbunden ist. (Bis jetzt ist eine Unschädlichmachung noch nicht versucht.)

Der Kupfer-Bessemer-Prozess ist daher besonders am Platze beim Vorhandensein von billiger Betriebskraft (Wasserkraft), billiger feuerfester Materialien, bei hohen Brennstoffpreisen und unreinen (Arsen und Antimon enthaltende) Kupfersteinen. Er ist ferner von Vortheil bei silberhaltigen Kupfersteinen, aus welchen ein silberhaltiges Rohkupfer hergestellt und der Elektrolyse unterworfen werden soll. Das im Converter hergestellte Rohkupfer ist nämlich so rein, dass es direct aus dem Converter zu Anodenplatten gegossen werden kann.

Obwohl dieser Prozess noch verhältnissmässig neu und noch mancher Verbesserungen fähig ist, unterliegt es keinem Zweifel, dass er beim Vorhandensein der geeigneten Bedingungen der Verarbeitung des Kupfersteins auf Rohkupfer nach der deutschen sowohl wie nach der englischen Methode überlegen ist und sich mit der Zeit noch weiter Bahn brechen wird.

Der deutsche Prozess der Kupfergewinnung.

Der deutsche Prozess besteht aus einer Reihe von Röst- und von Reductionsarbeiten.

In seiner Reinheit umfasst er die nachstehenden Operationen:

1. Das Rösten der Erze.
2. Das Verschmelzen der gerösteten Erze in Schachtöfen auf Kupferstein.
3. Das Rösten des Kupfersteins.
4. Das Verschmelzen des gerösteten Kupfersteins in Schachtöfen auf Rohkupfer.

Dieser reine Prozess wird mit Erzen von hinreichender Reinheit und hinreichendem Kupfergehalte ausgeführt. Sind die Erze arm an Kupfer und reich an Schwefeleisen, sowie durch andere Elemente (Arsen, Antimon, Blei) verunreinigt, so erhält man beim Verschmelzen derselben einen unreinen, kupferarmen Kupferstein. Wollte man denselben tot rösten und dann auf Rohkupfer verschmelzen, so würde man ein sehr unreines Rohkupfer erhalten, welches beim Reinigen ein unreines Handelskupfer und eine grosse Menge kupferhaltiger Nebenproducte liefern würde. Man röstet daher in solchen Fällen den Kupferstein nur soweit ab, dass noch hinreichend Schwefel im Röstgute bleibt, um beim Verschmelzen des letzteren einen neuen Kupferstein zu bilden, welcher sich durch grössere Reinheit und höheren Kupfergehalt von dem ersten Kupferstein unterscheidet. Dieser zweite Kupferstein, welchen man concentrirten Kupferstein, Spurstein oder Doublirstein nennt, wird gewöhnlich tot geröstet und in Schachtöfen auf Rohkupfer verarbeitet. Ist er dagegen noch unrein, so wird er nochmals bis zu einem bestimmten Grade geröstet und auf einen weiteren concentrirten Stein verschmolzen. Der letztere wird dann tot geröstet und auf Rohkupfer verschmolzen. Nur in seltenen Fällen (z. B. beim Vorhandensein grösserer Mengen von Blei) wird er vor der Verarbeitung auf Rohkupfer noch weiteren, stets mit hohen Kosten, Metallverlusten und einem grossen Zeitaufwand verbundenen Reinigungs- bzw. Kupfer-Concentrationsarbeiten unterworfen.

Noch viel seltener als die Ausdehnung der Röst- und Schmelzarbeiten findet der umgekehrte Fall, das Totrösten der Erze und das Verschmelzen derselben auf Rohkupfer statt. In solchen Fällen, wie sie dem Verfasser auf verschiedenen kleinen Kupferwerken in Transkaukasien vorgekommen sind, erhält man ein sehr unreines Rohkupfer und erleidet erhebliche Kupferverluste durch Verschlackung.

In manchen Fällen, in welchen geschwefelte Kupfererze mit grossen Mengen von erdigen Gangarten gemengt sind, sowie auch bei den schwefelarmen, kupferreichen Erzen lässt man die Röstung der Erze ganz wegfallen oder brennt nur bituminöse Substanzen aus denselben aus und

schmilzt die ungerösteten bzw. von ihrem Bitumengehalte befreiten Erze zur Verschlackung der Gangarten auf Kupferstein.

Das Rösten der Erze.

Die der Röstung zu unterwerfenden Erze sind Kupferkies, Buntkupfererz, Kupferglanz, Fahlerz. Dieselben sind gewöhnlich mit Schwefelkies, Zinkblende, Bleiglanz, Arsen- und Antimonverbindungen, mit Quarz und Erden gemengt.

Durch die Röstung bezweckt man eine Entfernung des Schwefels aus den Erzen bis zu dem Grade, dass noch Schwefel genug vorhanden bleibt, um bei dem der Röstung folgenden reducirenden Schmelzen das gesammte Kupfer an Schwefel zu binden. Dieser Grad der Abröstung lässt sich indess bei verschiedenen Arten der Röstung (Haufen- und Stadel-Röstung, Röstung von Stücken in Schachtöfen) nicht scharf erreichen. Man röstet entweder zu stark oder zu schwach. Aus zu stark gerösteten Erzen wird beim Verschmelzen derselben Kupfer verschlackt und unreines Rohkupfer reducirt. Röstet man zu schwach, so enthält der beim reducirenden Schmelzen fallende Kupferstein zu wenig Kupfer und zu viel Eisen. Da sich die zu weit getriebene Röstung durch Zuschlag roher Erze beim Verschmelzen corrigiren lässt, die zu schwache Röstung aber nicht (falls nicht oxydische Erze zur Verfügung stehen), so ist es besser zu weit zu rösten, als unvollkommen zu rösten.

Ausser dem Schwefel sollen auch Arsen und Antimon durch die Röstung nach Möglichkeit aus den Erzen entfernt werden. Diese Körper werden theils als Arsenige und Antimonige Säure, sowie als Schwefelarsen verflüchtigt, theils bilden sie arsen- und antimonsaure Salze, welche bei dem der Röstung folgenden reducirenden Schmelzen theilweise wieder in Arsen- und Antimonmetalle verwandelt werden, und als solche in geringen Mengen in den Stein gehen, bei grösseren Mengen aber als „Speisen“ ausgeschieden werden. Arsen und Antimon lassen sich nur durch wiederholte Röstungen und Schmelzungen vollständig entfernen. Man kann die Entfernung derselben durch Einmengen von reducirenden Körpern (Kohle, Sägemehl) bei der Röstung befördern. Die arsen- und antimonsauren Salze werden hierdurch reducirt und ein Theil Antimon und Arsen werden in metallischem Zustande und als Oxyde (Arsen theilweise als Suboxyd) verflüchtigt. Die Entfernung des Arsens wird bei der Röstung durch in den Erzen vorhandenen oder denselben zuzuschlagenden Schwefelkies befördert, welcher einen Theil des Arsens als Schwefelarsen verflüchtigt. Bei den Schmelzprozessen wird ein Theil Arsen und Antimon im metallischen Zustande verflüchtigt.

Röstet man reinen Kupferkies, so entweicht der Schwefel theils als Schweflige Säure, theils wird er in Schwefelsäure umgewandelt. Das Kupfer und das Eisen, welche ihres Schwefels beraubt sind, werden in Oxyde verwandelt. Die durch die Oxydation der Schwefligen Säure in

Folge der Berührung der letzteren mit glühenden Theilen der Erzmasse und mit den glühenden Ofenwänden gebildete Schwefelsäure verbindet sich mit einem Theile dieser Oxyde zu Eisensulfat bzw. Kupfersulfat. Durch Erhöhung der Temperatur beim Rösten lassen sich diese Sulfate in Oxyde und Schwefelsäure bzw. Schweflige Säure und Sauerstoff zerlegen. Setzt man die Röstung lange genug bei entsprechender Temperatur fort, so erhält man ein Gemenge von Eisenoxyd und Kupferoxyd. Unterbricht man dagegen die Röstung nach der Entfernung eines gewissen Theiles Schwefel aus den Erzen, wie es für den vorliegenden Fall der Herstellung von Kupferstein bezweckt wird, so erhält man als Product der Röstung des Kupferkieses ein Gemenge von Oxyden und Sulfaten des Eisens und Kupfers, sowie von unzersetzten Schwefelmetallen. Ist der Kupferkies mit Schwefelkies gemengt, wie es meistens der Fall ist, so wiegen in dem Röstgute Eisenoxyd, Schwefeleisen und basische Eisensalze vor. Ist Zinkblende mit dem Kupferkies gemengt, so sind in dem Röstproducte auch noch Schwefelzink, Zinkoxyd und Zinksulfat vorhanden. Bei Anwesenheit von Arsen und Antimon in den Erzen sind arsensaure und antimonsaure Salze, sowie unzersetzte Antimon- und Arsenmetalle in dem Röstproducte vorhanden. Bei Anwesenheit von Bleiglanz treten noch Schwefelblei, Bleioxyd und Bleisulfat hinzu. Etwa vorhandener Quarz bleibt bei der Röstung unverändert, ebenso Schwerspath. Calciumcarbonat wird in Calciumsulfat umgewandelt.

Ausführung der Röstung.

Die Röstung der Kupfererze wird in Haufen, Stadeln, Schachtöfen, Flammöfen und Gefässöfen ausgeführt.

Erze in Stückform (Stückerze) lassen sich in Haufen, Stadeln und Schachtöfen rösten. Erze in zerkleinertem Zustande (Erzklein) lassen sich nur dann, wenn sie durch Bindemittel zu Stücken vereinigt sind, in Haufen, Stadeln und Schachtöfen für Stückerze, sonst aber nur in Schachtöfen für pulverförmige Erze, in Flammöfen und Gefässöfen abrösten. Die Auswahl der Röstvorrichtungen hängt von dem Schwefelgehalte der Erze, von der Nothwendigkeit der Unschädlichmachung der Röstgase, von der Möglichkeit des Absatzes der aus den Röstgasen herstellbaren Erzeugnisse (besonders Schwefelsäure), von den Preisen der Brennstoffe und der Höhe der Arbeitslöhne ab.

Die Haufenröstung der Stückerze ist mit einem hohen Aufwande an Zeit verbunden, bei vielen Erzsorten unvollkommen in ihren Ergebnissen, gestattet keine Unschädlichmachung bzw. Verwerthung der Röstgase, und ist beim Mangel von Rösthallen mit Metallverlusten durch Auslaugen von Kupfersulfat verbunden; dagegen erfordert sie geringe Anlagekosten, geringe Arbeitslöhne und bei schwefelreichen Erzen auch einen geringen Brennmaterialaufwand. Bei an Pyrit reichen Erzen, welche im Feuer nicht decrepitiren, gestattet sie eine hinreichende Entfernung des Schwefels, die

Gewinnung eines geringen Theiles Schwefel sowie auch die Bildung kupferreicher Kerne.

Die Röstung von Erzklein in Haufen erfordert ein vorgängiges Zusammenbacken desselben zu Stücken und damit einen sehr hohen Aufwand an Arbeitslöhnen. Im Uebrigen hat sie die sämmtlichen Nachtheile der Röstung von Stücken in Haufen. Nicht zusammengebackenes Erzklein lässt sich nur in einem bestimmten Verhältnisse mit Stückerzen zusammenrösten, indem man es als Sohle und Decke der Stückerz-Rösthaufen verwendet.

Die Haufenröstung kann desshalb nur noch an Orten angewendet werden, an welchen eine Verwerthung der Röstgase zur Schwefelsäurefabrikation wegen des mangelnden Absatzes der letzteren ausgeschlossen ist und wo gleichzeitig der Grund und Boden einen so geringen Werth hat, dass die Beschädigung desselben durch die Röstgase nicht schwer in das Gewicht fällt, während andererseits die Preise der Brennstoffe und die Arbeitslöhne hoch sind.

Sie steht z. B. noch in Anwendung im Kaukasus, in Röros in Norwegen und in Nord-Amerika. Aushülfsweise findet sie Anwendung zur Nachröstung von in Schachtöfen vorgerösteten Stückerzen, welche sich in Schachtöfen wegen mangelnden Schwefelgehaltes nicht weiter abrösten lassen.

Die Röstung in Stadeln ist mit einem erheblichen Zeitaufwand, welcher aber geringer ist als der Zeitaufwand bei der Haufenröstung, verbunden, erfordert ein grösseres Anlagecapital und höhere Arbeitslöhne als die Haufenröstung und belästigt die Gesundheit der Arbeiter beim Entleeren der Stadeln. Sie gestattet das Ableiten der Röstgase in hohe Essen und damit eine theilweise Unschädlichmachung derselben, nicht aber die Verarbeitung derselben auf Schwefelsäure. Bei richtiger Leitung des Zuges gewährt sie eine bessere und gleichmässigere Röstung als die Haufenröstung und ein besseres Zusammenhalten der Wärme. Sie gestattet, ebenso wie die Haufenröstung, bei pyritreichen Erzen einen geringen Aufwand an Brennmaterial, die Gewinnung eines kleinen Theiles Schwefel und die Bildung von kupferreichen Kernen. Das Erzklein lässt sich in Stadeln nur unter den nämlichen Bedingungen rösten wie in Haufen.

Die Stadelröstung ist daher der Haufenröstung vorzuziehen. Sie findet Anwendung bei hohen Brennstoffpreisen an solchen Orten, an welchen die Verwerthung der Röstgase zur Herstellung von Schwefelsäure wegen des mangelnden Marktes für letztere zwecklos ist und an welchen die nachtheiligen Einwirkungen der letzteren auf die Vegetation durch Einleiten derselben in hohe Essen nach Möglichkeit zu beschränken sind; ferner bei hohen Brennstoffpreisen und schwefelarmen Erzen; ferner an Orten, an welchen Kernröstung beabsichtigt wird und schliesslich in solchen Fällen, in welchen in Schachtöfen vorgeröstete Stückerze noch einer weiteren, in Schachtöfen nicht erreichbaren Abröstung bedürfen.

Die Schachtöfen wendet man grundsätzlich für schwefelreiche Erze und zwar sowohl für Stückerze als auch für Erzklein an, wenn die

Röstgase auf Schwefelsäure verarbeitet werden sollen. Bedingung dieser Art der Röstung ist ein solcher Schwefelgehalt der Erze, dass derselbe durch seine Oxydation die für die Unterhaltung der Röstung erforderliche Wärme liefert. Die Erze dürfen weder leicht sintern oder zusammenschmelzen, noch dürfen die Stückerze bei der Rösttemperatur decrepitiren.

Die Vortheile der Schachtofenröstung sind die Unschädlichmachung und Verwerthung der Röstgase sowie die Ersparung jeglichen Brennstoffs, die Nachtheile dagegen die verhältnissmässig geringe Leistung der Oefen und hohe Arbeitslöhne.

Unter gewissen Umständen, besonders bei sehr hohen Brennstoffpreisen, niedrigen Arbeitslöhnen und pulverförmigen Erzen, lassen sich diese Oefen auch dann mit Vortheil anwenden, wenn eine Unschädlichmachung bzw. Verwerthung der Röstgase nicht beabsichtigt wird. Selbstverständlich darf in diesen Fällen der Grund und Boden in der Umgebung der betreffenden Hüttenwerke nur einen sehr geringen Werth besitzen. Dieser Fall trifft z. B. im Kaukasus zu, wo pyrithaltige Kupfererzschliche in Gerstenhöfer-Oefen abgeröstet werden.

Die Röstung in Flammöfen schliesst die Verwerthung der Röstgase für die Schwefelsäurefabrikation aus, erfordert die vorgängige Zerkleinerung der Erze, und einen nicht unerheblichen Aufwand an Brennstoff und Löhnen; dagegen verläuft sie sehr rasch und lässt sich genau dem gewünschten Grade der Entschwefelung anpassen. Auch lassen sich Antimon und Arsen am besten durch die Flammöfenröstung aus den Erzen entfernen. Sie ist dabei für alle Erzsorten anwendbar und in der letzten Zeit durch Anwendung automatischer Röstvorrichtungen erheblich billiger geworden.

Man wendet sie grundsätzlich an, wenn eine Verwerthung der Röstgase nicht beabsichtigt wird, in welchem Falle die letzteren durch Einleiten in hohe Essen nach Möglichkeit unschädlich gemacht werden; ferner bei beabsichtigter rascher Production grosser Mengen von Kupfer; ferner bei Erzen, welche sich wegen leichten Sinterns oder Zusammenschmelzens oder wegen Decrepitirens oder wegen geringen Schwefelgehaltes zur Röstung in Schachtöfen nicht eignen, sowie schliesslich bei Erzen, welche auf einen genau bestimmten Grad der Entschwefelung gebracht werden müssen.

Die Gefässöfen erfordern einen erheblichen Aufwand an Brennstoff und Arbeitslohn, lassen aber die Unschädlichmachung und Verwerthung der Röstgase sowie einen genauen Grad der Abröstung zu. Sie erfordern, wie die Flammöfen, eine vorgängige Zerkleinerung der Stückerze.

Man wendet sie an bei beabsichtigter Schwefelsäure-Gewinnung aus leicht sinternden, schmelzenden oder decrepitirenden Erzen, welche wegen dieser Eigenschaften die Röstung in Schachtöfen ausschliessen.

Die Röstung in Haufen.

Wir unterscheiden die normale Haufenröstung und die Haufenröstung mit Bildung von Kernen oder Kernröstung. Bei der normalen Haufen-

röstung beabsichtigt man die Bildung von Oxyden und den Rückhalt einer gewissen Menge von Schwefelmetallen im Röstgute. Bei der Kernröstung beabsichtigt man die Concentration des Kupfergehaltes der Stückerze in einem im Innern der einzelnen Stücke sich bildenden Kerne von Schwefelmetallen und die Ueberführung des Eisens als Oxyd in die diese Kerne umgebenden Rinden.

Die normale Röstung ist mit allen Arten von Erzen ausführbar, die Kernröstung nur mit Erzen, welche ein Gemenge von Pyrit und Kupferkies darstellen, arm an Kupfer sind und keinerlei Gangarten enthalten.

Während die normale Röstung grundsätzlich bei der Haufenröstung angewendet wird, findet die Kernröstung wegen der mit derselben verbundenen Kupferverluste nur ausnahmsweise und nur dann statt, wenn der trockene und nasse Weg der Kupfergewinnung derartig vereinigt werden, dass die Kerne auf trockenem Wege, die dieselben umgebenden Rinden nach erfolgter Scheidung von den Kernen auf nassem Wege zu Gute gemacht werden.

Die normale Haufenröstung.

Die Haufen werden auf einem Röstbette aus Brennstoff so errichtet, dass die gröberen Stücke den inneren Theil des Haufens, die feineren Stücke dagegen in nach aussen hin abnehmender Grösse den äusseren Theil desselben bilden. Als Decke des Haufens benutzt man eine Schlichlage, auch breitet man wohl vor dem Legen des Röstbettes eine Lage von Schlich auf der Röstsohle aus, damit derselbe allmählich abgeröstet wird.

Die Röstsohle wird aus granulirten oder anderweitig zerkleinerten Schlacken, aus Schlich, Röstklein, Thon oder Lehm hergestellt. Gewöhnlich lässt man auf die Schlacken eine Thon- oder Lehmsohle und auf diese eine Sohle aus Röstklein folgen. Zur Abhaltung des Wassers bzw. zur Vermeidung des Auslaugens von Kupfersulfat thut man gut, oberhalb der Rösthaufen Abzugsgräben anzu- bringen. In trockenen Klimaten befindet sich der Rösthof unter freiem Himmel; in feuchten und regnerischen Gegenden ist es vortheilhaft, zur Verhütung des Auslaugens von Kupfersalzen die Röstung wenigstens für das zweite und dritte Feuer in mit Dächern versehenen Räumen, sogen. Rösthallen oder Röstschuppen auszuführen. Bei an Schwefel reichen Erzen (über 12 % Schwefel) genügt der Schwefel zur Unterhaltung der Rösttemperatur. In diesem Falle hat nur das Röstbett aus Brennstoff zu bestehen. Bei Erzen unter 12 % Schwefel ist man dagegen genöthigt, auch in die Haufen selbst noch eine oder mehrere Lagen Brennstoff einzulegen. Das Nämliche ist erforderlich bei einem grösseren Arsen-, Antimon- und Zinkgehalte der Erze. Am besten werden die bei der Röstung sich bildenden Salze dieser Elemente durch Einschichten einer Holzkohlenlage in den Rösthaufen zerstört.

Das Röstbett wird am besten aus Scheitholz hergestellt. Nur in Ermangelung des letzteren nimmt man Reisigholz, Haidekraut oder Steinkohlen.

In dem Röstbette müssen Zugcanäle ausgespart werden, welche erforderlichen Falles mit in den Rösthaufen zu errichtenden kleinen Essen in Verbindung zu setzen sind.

Die Grösse der Rösthaufen richtet sich nach dem Schwefelgehalte der Erze und der Zeit, welche im Interesse eines ungestörten Schmelzbetriebes der Haufen brennen darf. Je höher der Haufen gemacht wird, um so besser und lebhafter brennt er, um so länger ist aber auch die Zeit der Röstung, welche letztere viel mehr von der Höhe als von der Grundfläche des Rösthaufens abhängig ist.

Man wird daher bei an Schwefel armen Erzen höhere Rösthaufen anwenden als bei schwefelreichen Erzen. Wenn wenig Zeit zur Verfügung steht und die Erze reich an Kupfer sind, wird man die Haufen niedriger machen als im umgekehrten Falle. Im Allgemeinen schwankt die Höhe der Rösthaufen zwischen $1^3/_4$ und $2^1/_2$ m. Ueber die letztere Höhe hinaus wird die Errichtung des Rösthaufens zu schwierig. Man wird daher bei schwefelarmen Erzen vortheilhaft bis zu 2,3 und 2,4 m Höhe gehen können, während bei schwefelreichen Erzen (über 35% Schwefel) die Höhe niedriger sein kann. Bei einer Höhe von 2 m erfordern dieselben gegen 70 Tage Röstzeit. Durch Verringerung dieser Höhe lässt sich die Röstzeit entsprechend abkürzen.

Nach Versuchen von Peters (Modern American Methods of Copper Smelting. New-York. The Scientific Publishing Co. 1892) stellte sich das Verhältniss zwischen Röstzeit und Höhe der Rösthaufen bei Erzen von verschiedenem Schwefel- und Kupfergehalt bei einmaliger Röstung wie folgt.

Höhe in Fuss (1 Fuss = 0,3024 m)	Art des Erzes	Schwefelgehalt in Procenten	Kupfergehalt in Procenten	Röstzeit Tage	No. der Probe
5	Pyrit	39	$6^1/_2$	54	1
5	Chalcopyrit (Kupferkies) mit wenig Pyrit und Quarz	18	14,3	41	2
5	Bornit (Buntkupfererz) und Pyrit	31	21,4	53	3
$5^1/_2$	No. 1	39	$6^1/_2$	66	4
$5^1/_2$	- 2	18	14,3	50	5
$5^1/_2$	- 3	31	21,4	65	6
6	- 1	39	$6^1/_2$	72	7
6	- 2	18	14,3	61	8
6	- 3	31	21,4	74	9
7	- 1 (auf dem Boden stark zusammengeschmolzen	39	$6^1/_2$	94	10
7	- 3	31	21,4	86	11
$7^1/_2$	Kupferglanz und Pyrit in Quarz	20	23,4	54	12

Die Rösthaufen erhalten die Gestalt einer abgestumpften Pyramide mit rechteckiger Grundfläche. Dieselbe sollte, hinreichende Erzmengen vorausgesetzt, nach langjährigen Erfahrungen in den Vereinigten Staaten

von Nord-Amerika eine Länge von nicht unter 13,1 m und eine Breite von nicht unter 7,8 m besitzen. Bei pyrithaltigen Erzen fasst ein Haufen von dieser Grundfläche und von 2 m Höhe 218 t Erz und brennt gegen 70 Tage in einem Feuer. Kleinere Haufen erfordern verhältnissmässig mehr Arbeit und Brennstoff, während grössere Haufen bis 26 m Länge, 13 m Breite und $2^1/_2$ m Höhe bzw. von 300—400 t Inhalt entsprechend günstigere wirthschaftliche Ergebnisse liefern. In Röros in Norwegen liefern Haufen von 400 bis 500 t Inhalt die besten Ergebnisse.

Die Errichtung der Haufen beginnt mit der Legung des Röstbettes. Dasselbe erhält je nach dem Schwefelreichthum der Erze und dem Brennwerth des Holzes eine Höhe von 20—37 cm. In Zwischenräumen von je $2^1/_2$ bis 3 m sind Zwischenräume für den Luftzug von 15—18 cm Breite zu lassen und mit leicht entzündbaren Körpern zu füllen. Dann werden Kamine aus Holzborden, Holzstäben oder altem Eisen aufgebaut. Die Zahl derselben hängt von der Grösse des Haufens ab. So giebt man einem Haufen von 218 t bei 13 m Breite und 7,8 m Länge 3 Kamine von 24 cm Seitenlinie im Quadrat in der Mittellinie desselben. Die seitliche Neigung der Haufen macht man so stark, dass die Erze nicht von selbst herunterrollen können. Das Holz lässt man im Interesse einer guten Röstung und im Interesse der Aufrechterhaltung eines guten Luftzuges gegen $^1/_3$ m über die unterste Erzlage hinausragen. (Der Holzverbrauch beträgt in den Vereinigten Staaten auf 218 t Erz = 12 cords. 1 cord = 128 engl. Cubikfuss.) Die beste und billigste Art des Aufstürzens der Erze auf das Röstbett ist die mit Hülfe von Wagen, welche auf einer Schienenbahn in angemessener Entfernung über der Sohle des Röstbofes laufen. Die Schienenbahn befindet sich auf Böcken in der Mittellinie der Rösthaufen. An dieselbe lassen sich transportabele Drehscheiben anschliessen, welche wieder mit auf provisorischen Böcken ruhenden transportabelen Schienensträngen verbunden werden können. Mit Hülfe dieser Einrichtung, welche sich in den Vereinigten Staaten von Nord-Amerika sehr gut bewährt ist man in der Lage, die Erze an jeder beliebigen Stelle der Rösthaufen aufstürzen zu können. Die Einrichtung einer derartigen Anlage ist aus den nachstehenden Figuren 1 und 2 ersichtlich. Die gerösteten Erze werden in Wagen gestürzt, welche auf einer Schienenbahn im Niveau der Gicht der Schmelzöfen laufen.

Man stürzt zuerst die gröbsten Erze auf das Röstbett, dann folgen die weniger groben Erze und schliesslich die Schliche. In den gedachten Zeichnungen bedeutet c die groben Erze, b die weniger groben Erze und a die Schlichdecke. Die letztere ist für den Erfolg der Röstung von ganz besonderem Werth. Durch die Erfahrung muss die Dicke derselben festgestellt werden. Peters (a. a. O.) nimmt 10 % Schlich vom Gesammtgewichte der Erze als ausreichend an. Am besten ist es, die Schlichdecke erst nach dem Anzünden des Haufens aufzulegen, damit die gleichmässige Vertheilung des Feuers im Haufen nicht gehindert wird.

Enthalten die Erze grosse Mengen von Pyrit, so kann eine geringe Menge des Schwefelgehaltes dieses Erzes gewonnen werden. In diesem Falle werden eine Woche nach dem Anzünden der Rösthaufen in der oberen Decke derselben halbkugelförmige Vertiefungen von 0,30 m Weite und 0,15 bis 0,20 m Tiefe angebracht, welche mit rohem oder geröstetem Schlich gefüttert werden. In denselben condensirt sich ein Theil Schwefel, welcher in dem oberen Theile des Rösthaufens durch die im unteren Theile des Haufens ihres Sauerstoffgehaltes beraubte heisse Luft und die entstandene heisse Schweflige Säure aus dem Pyrit ausgetrieben wird. Da der grösste Theil des Schwefels durch den Sauerstoff der Luft oxydirt wird, so ist die Menge des in den gedachten Vertiefungen gewonnenen Schwefels nur eine sehr geringe und bildet nur Bruchtheile eines Procentes des Schwefelgehaltes der Erze. Der so gewonnene Schwefel ist ausserdem sehr unrein und bedarf einer Raffination vor der Verwendung. Ein erheblicher Gewinn wird daher durch die Schwefelgewinnung in der gedachten Art nicht erzielt.

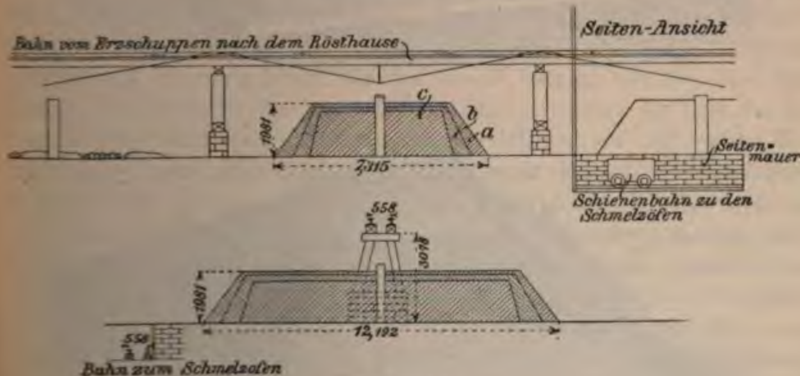


Fig. 1 und 2.

Die Einrichtung eines Haufens mit Schwefelgewinnung ergiebt sich aus den nachstehenden Figuren 3 und 4. r ist das Röstbett, D die Decke; v sind die Vertiefungen zum Auffangen des Schwefels.

Ist das Feuer im Rösthaufen zu stark, sei es in Folge eines zu starken Röstbettes oder von zu viel oder zu wenig Luftzug, so schmilzt ein Theil des Schwefelkupfers mit einem Theile Schwefeleisen zusammen und lagert sich auf der Sohle der Rösthaufen als eine dichte Schicht, sogen. Röstsohlen (Heap matte in Amerika genannt) ab. Diese Röstsohlen sind kupferreicher als der übrige Theil des Rösthaufens und müssen für sich weiter geröstet werden. Man kann dieselben bei grösserem Kupfergehalte auch als Kupferstein betrachten und ebenso behandeln wie den letzteren.

Bei guter Leitung der Röstung kann man bis 90% schmelzwürdiges erhalten, während 10% desselben einer wiederholten Röstung be-

dürfen. Von diesem ungenügend gerösteten Erz besteht gewöhnlich e grosser Theil aus Schlich.

Das gut geröstete Erz muss erdigen Bruch besitzen und eine brau schwarze Farbe zeigen. Rothe Farbe deutet auf vorwaltendes Eisenoxy braunschwarze Farbe auf das Vorwalten von Eisenoxyduloxyd hin. Zu sammengeschmolzene poröse Massen sind Silicate, aus welchen die Schwefe metalle ausgeflossen sind. — Zusammengeschmolzene oder gesinterte, dicht Massen mit metallglänzendem Bruch sind Schwefelmetalle.



Fig. 3.

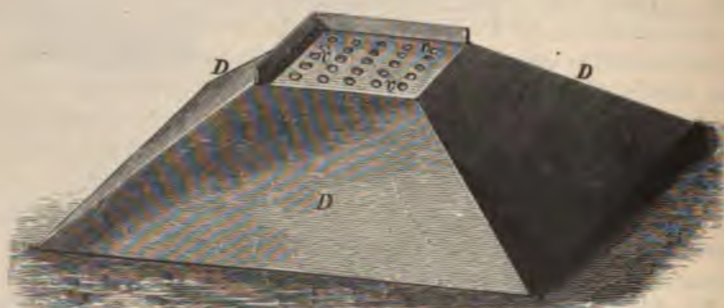


Fig. 4.

Der Grad der Entschwefelung der in Haufen gerösteten Erze schwierig festzustellen, weil es zu schwierig und kostspielig ist, gena Durchschnittsproben zu erhalten. Nach Peters (a. a. O.) zeigte ein Hauf pyrithaltigen Kupferkieses von der Ely mine in Vermont, welcher 30(Erz hatte, vor und nach dem ersten Feuer die nachstehenden Gehalte Kupfer und Schwefel:

	Vor der Röstung	Nach der Röstung
Schwefel	32,6%	7,4%
Kupfer	8,2 -	9,1 -
Unlöslicher Rückstand	27 -	31,1 -

Von dem Kupfer der Probe befanden sich im Zustande

des Sulfats	1,3%,
des Oxyds	2,1 - ,
des Sulfids	5,7 - .

Die schlecht gerösteten Stücke des ersten Feuers werden ausgesucht und einem zweiten Feuer unterworfen. Dasselbe wird gewöhnlich in mit Dächern versehenen Räumen ausgeführt. Gewöhnlich ist mit diesem zweiten Feuer die Röstung beendigt.

Bei schwer röstenden Erzen ist ausser dem zweiten in manchen Fällen auch noch ein drittes Feuer für die schlecht gerösteten Stücke des zweiten Feuers erforderlich. Das zweite und dritte Feuer dauern in der Regel nur mehrere Wochen.

Der Brennstoff-Verbrauch bei der Haufenröstung ist sehr verschieden und hängt vom Schwefelgehalt der Erze, der Grösse der Haufen und der Zahl der für die Röstung erforderlichen Feuer ab. In den Vereinigten Staaten verwendet man bei pyrithaltigen Erzen, die zu Haufen von 218 t vereinigt sind, 5 cords Holz auf 100 t. Im Oberharz wurden früher Kupferkiese mit durchschnittlich 18% Kupfer zu Haufen von 108—117 t Grösse vereinigt und in einem Feuer während 8—13 Wochen mit 18—24 t Holz geröstet. Zu Fernezely bei Nagybanya in Ungarn wurden zur Zeit der Anwesenheit des Verfassers daselbst Pyrite in Haufen von 120—240 t Erz, welche aus 3 Lagen eines Gemenges von Stufferzen und Schlichen bestanden, in einem Feuer geröstet. Man verbrauchte auf 10 t Erz 11,5 cbm Holz und 50 Hectoliter Holzkohlen. Die Haufenröstung ist gegenwärtig daselbst durch Schachtofenröstung ersetzt. — Zu Röros in Norwegen werden pyritische Erze mit 5% Kupfer und 35% Schwefel zu Haufen von 7 m Breite, 1,75 mHöhe und 15—30 m Länge vereinigt. Der Inhalt beträgt nicht unter 250 t. Am besten verläuft die Röstung bei 500 t Inhalt. Durch ein Feuer, dessen Dauer 5—6 Wochen beträgt, werden die Erze auf 5,6% Schwefel abgeröstet.

Eine eigenthümliche Methode der Haufenröstung ist die 1888 durch Peters und Mc. Arthur auf den Werken der Canadian copper Company zu Sudbury in Ontario eingeführte sog. V-Methode. (Peters l. c.) Dieselbe besteht darin, zwei in Brand befindliche Rösthaufen durch einen dritten, zwischen ihnen einzubringenden Rösthaufen zu verbinden.

Wenn zwei benachbarte Haufen 14 Tage in Brand sind, errichtet man zwischen ihnen einen neuen Haufen, indem man auf den Boden des Zwischenraumes und an die einander zugekehrten langen Seitenwände der beiden benachbarten Rösthaufen Holz legt und dann das Erz so schnell wie möglich einbringt. Die Einrichtung eines derartigen V-Haufens ergiebt sich aus der nachstehenden Figur 5.

A und B sind die beiden benachbarten Rösthaufen, während C der ...hnen errichtete Haufen ist.

Nach dem Anzünden des letzteren gerathen auch die einander zugekehrten Seitenwände der alten Rösthaufen in Brand und rösten gut ab. Der Procentsatz des schlecht gerösteten Erzes ist daher ein viel geringerer als bei der gewöhnlichen Haufenröstung. Ausserdem ist auch die Leistungsfähigkeit des Rösthofes entsprechend vergrössert. Diese Art der Röstung soll sich gut bewähren.

Die Kernröstung.

Dieselbe ist nur ausführbar bei von Gangarten freien, nicht decrepitirenden Gemengen von Pyrit und Kupferkies. Sie tritt ein bei einer durch Hemmung des Zuges stark verlangsamten Röstung. Bei einer derartigen Röstung wird nämlich das Schwefeleisen in Folge der grossen Verwandtschaft des Eisens zum Sauerstoff sofort oxydirt, während das Schwefelkupfer in Folge seiner grossen Verwandtschaft zum Schwefel unzersetzt bleibt. Die durch die Oxydation des Schwefeleisens entwickelte Wärme reicht hin, um das Schwefelkupfer zu schmelzen. Dasselbe dringt durch die in Folge der Oxydation des Schwefeleisens entstandene poröse Rinde von Eisenoxyd in das Innere der Stücke und vereinigt sich hier mit den noch unzersetzten Schwefelmetallen. Es entsteht so unter der



Fig. 5.

porösen Hülle von Eisenoxyd zuerst ein das unzersetzte Erz umgebender, schmaler dichter Ring von der Farbe des Kupferkieses. Derselbe rückt in dem Maasse, wie die poröse Rinde dicker wird, concentrisch nach dem Innern des betreffenden Stückes vor und zeigt an der Berührungsfläche mit der Rinde zuerst eine violette, dann eine blaue, dann eine graue und schliesslich eine Broncefarbe. Diese verschiedenen Ringe rücken allmählich nach dem Innern der Stücke vor, welches schliesslich auch Broncefarbe zeigt. Die broncefarbigen Kerne bestehen aus Schwefelkupfer mit nur wenig Schwefeleisen. Ist alles Schwefeleisen oxydirt, so kann sich bei zu weit getriebener Röstung auch Schwefelkupfer oxydiren. Es entsteht Kupferoxydul, welches sich mit einem Theile Schwefelkupfer in Kupfer und Schweflige Säure zerlegt. Das Vorrücken der Schwefelmetalle in verschiedenen Zeitabschnitten der Röstung ergiebt sich aus den nachstehenden 3 Figuren 6, 7 u. 8. In Fig. 6 befindet sich das betreffende Erzstück am Anfange der Röstung. a ist die poröse Rinde von Eisenoxyd; r ist der Ring von zusammengeschmolzenen Schwefelmetallen und S ist der aus unzersetzten Schwefelmetallen bestehende Kern. Fig. 7 zeigt das Stück nach mehrwöchentlicher Röstung. b ist die poröse Rinde von Eisenoxyd; r ist der nach dem Innern vorgerückte und verstärkte Ring von zusammengeschmolzenen

Schwefelmetallen und S ist der noch vorhandene Kern von unzersetzten Schwefelmetallen. Fig. 8 zeigt das betreffende Stück am Ende der Kernröstung. Der Kern von unzersetzten Schwefelmetallen ist verschwunden und an seine Stelle ist ein kleiner Kern k aus zusammengeschmolzenen Schwefelmetallen von der Farbe des Kupferglanzes getreten. Derselbe ist von einer porösen rothbraunen Rinde c von Eisenoxyd umgeben. Würde die Röstung bei hinreichendem Zuge nun noch weiter getrieben werden, so würde sich ein sehr kupferreicher Kern ausscheiden und schliesslich metallisches Kupfer aus dem letzteren reducirt werden.

Die Oxydation des Schwefeleisens im Innern der Stücke findet zum grossen Theile durch die bei der Röstung gebildete dampfförmige Schwefelsäure Statt, da das Innere der Stücke mit Dämpfen von Schwefelsäure und Schwefel erfüllt ist.

Bei richtig geleiteter Röstung erzielt man Kerne, welche je nach dem Kupfergehalte der Erze 7 bis 60 Procent Kupfer und Rinden, welche nur einige Procente Kupfer in der Form des Sulfats und Oxyds enthalten. Die Kerne werden von den Rinden durch Handscheidung getrennt, wobei es nicht zu vermeiden ist, dass immer gewisse Theile von den Schwefelmetallen der Kerne in den Rinden bleiben.



Fig. 6.



Fig. 7.



Fig. 8.

Die Kerne werden auf trockenem Wege zu Gute gemacht. Sie werden bei niedrigem Kupfergehalte roh oder nach vorgängiger Röstung auf Kupferstein verschmolzen, bei hohem Kupfergehalte dagegen tot geröstet und auf Rohkupfer verschmolzen. Die Rinden werden auf nassem Wege verarbeitet, indem man aus denselben das Kupfersulfat auslaugt und aus der Lauge durch Eisen das Kupfer niederschlägt.

Die Kernröstung stand zu Agordo in den Venetianischen Alpen, zu Foldal in Norwegen, Wicklow in Irland und Kedabeg im Kaukasus in Anwendung. Wegen der langen Dauer, der erheblichen Kupferverluste durch Zurückbleiben von Oxyden des Kupfers und besonders von Schwefelkupfer in den Rinden, sowie wegen der hohen Kosten der Scheidung der Kerne von den Rinden, welche nur durch Handarbeit bewirkt werden kann, ist sie an den meisten Orten wieder aufgegeben worden. Sie kann aber von Nutzen sein in uncultivirten Gegenden mit hohen Brennstoffpreisen und billigen Arbeitslöhnen, wo weder ein Absatz der kupferhaltigen

Pyrite noch eine Verwendung derselben zur Schwefelsäurefabrikation möglich ist.

Zu Agordo in den Venetianischen Alpen, wo der Verfasser zuerst die Kernröstung studirt hat, wurden derselben kupferhaltige Pyrite mit 2% Kupfer unterworfen. Dieselben wurden auf einer Holzunterlage zu 7 m langen, 6 m breiten und 2,6 m hohen Haufen von 250 bis 300 t Inhalt vereinigt. Die Hemmung des Zuges wurde theils durch Aufführung von Wänden aus Grubenklein in den Haufen selbst, theils durch Bedeckung der letzteren mit 2 je 33 cm starken Decken von Grubenklein bzw. ausgelaugten Kernrinden erreicht. Das Holzbett des Haufens wurde auf eine Lage von ausgelaugten Kernrinden gelegt, welche in den 2 m tief ausgeschachteten Boden eingelassen waren. In den letzteren waren in Entfernungen von je 1 m Holzscheite eingesteckt, welche nach dem Anstecken der Rösthaufen ausbrannten, so dass Luftcanäle entstanden, durch welche die für die Oxydation der Schwefelmetalle in den Rinden erforderliche Luft zutreten sollte. Die Scheidewände für die Hemmung des Zuges wurden

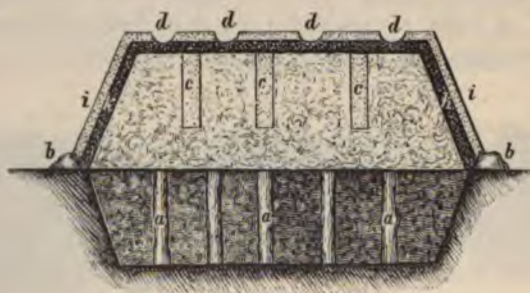


Fig. 9.

erst von 66 cm Höhe des Rösthaufens an errichtet. Dieselben liefen parallel den langen Seiten des Haufens. In der obersten Decke des Haufens wurden halbkugelförmige Vertiefungen zur Gewinnung des Schwefels angebracht.

Die Einrichtung eines solchen Rösthaufens ist aus der vorstehenden Figur 9 ersichtlich. a sind die in die Kernrinden eingesteckten Holzbalken; b sind Steine zum Tragen der Decke; c sind die im Haufen angebrachten Scheidewände; d sind die Vertiefungen zum Auffangen des Schwefels; k ist die Decke aus Grubenklein, i die Decke aus ausgelaugten Kernerzrinden. Das Anzünden des Haufens geschieht an den 4 Ecken desselben. 5—6 Wochen nach dem Anzünden tritt der Schwefel in die Decke des Rösthaufens und wird in den gedachten halbkugelförmigen Vertiefungen aufgefangen. Derselbe wird zeitweise ausgeschöpft und durch Schmelzen in eisernen Kesseln geläutert. Die Condensation desselben dauert bis 6 Wochen vor dem Ausbrennen der Haufen fort. Die Röstzeit dauert 8—10 Monate. Der Holzverbrauch beträgt 6 cbm für einen Haufen von 200 t.

Nach Beendigung der Röstung liess man den Haufen 1 Monat abkühlen und unterwarf dann die Stücke desselben der Handscheidung, welche von kleinen Knaben verrichtet wurde. Hierbei war es nicht zu vermeiden, dass ein Theil der Schwefelmetalle in den Rinden verblieb, während andrerseits ein Theil der Rinden nicht vollständig von den Kernen getrennt werden konnte. Man erhielt 13 % Kerne und 87 % Rinden. Die Kerne enthielten im Durchschnitte 6 % Kupfer. Die Kerne von reichen Erzen enthielten 9—10 %, von armen Erzen 3,45 % Kupfer.

In Norwegen erhielt man aus Erzen von $\frac{1}{2}$ bis 1 % Kupfer Kerne von 7—15 % Kupfergehalt.

Im Kaukasus, wo der Verfasser die Kernröstung einführte, erhielt man aus Erzen von 7—10 % Kupfergehalt nach 6 monatlicher Röstung Kerne von 35—45 % Kupfer. Die Rinden enthielten hier 3—4 % Kupfer, wovon $2\frac{1}{2}$—3 % im Zustande des Sulfates und $\frac{1}{2}$—1 % im Zustande des Oxydes vorhanden waren.

Die Röstung von Schlichen in Haufen

erfordert ein vorgängiges Zusammenbacken derselben zu Stücken, sog. Stöckeln und ein darauf folgendes scharfes Trocknen derselben. Als Bindemittel benutzt man Eisenvitriollauge allein oder diese Lauge und einige Procente Thon. Da dieses Zusammenbacken der Schliche mit einem hohen Aufwande an Arbeitslöhnen verbunden ist, so findet dasselbe für die Haufenröstung nur dann statt, wenn es sich um die Verwandlung des Kupfers in Kupfersulfat bzw. um die Gewinnung des Kupfers auf nassem Wege handelt. Andernfalls zieht man es vor, die Schliche in Schacht-, Flamm-, oder Muffelöfen zu rösten oder roh zu verschmelzen. Eine derartige Herstellung von Stöckeln aus Schlichen und die Röstung der letzteren in Haufen zur Verwandlung des Kupfers in Kupfersulfat fand z. B. in Agordo in den Venetianischen Alpen mit kupferarmen Pyritschlichen statt.

Das Ausbrennen von Bitumen aus Kupfererzen in Haufen.

Gewisse kupferhaltige Schiefer enthalten bituminöse Bestandtheile, welche beim Schmelzprozess nachtheilig wirken und daher vor dem Verschmelzen der Erze aus denselben ausgebrannt werden müssen. Der einzige mit Vortheil ausführbare Weg für die Entfernung des Bitumens aus den Erzen ist das Ausbrennen desselben in Haufen. Derartige Erze sind die Kupferschiefer aus den Gruben der Mansfelder Gewerkschaft. Dieselben sind bituminöse, thonig-kalkige Schiefer mit 1,8 bis 3,7 % Kupfer und einem gewissen Silbergehalte (0,53 bis 0,58 % des Kupfergehaltes). Diese Schiefer werden lediglich zum Ausbrennen des Bitumengehaltes in Haufen gebrannt, weil derselbe einen höheren Brennmaterialverbrauch beim Verschmelzen der Schiefer in Schachtöfen veranlasst und die Schlacke streng-

flüssig und reicher an Kupfer macht. Andernfalls würde man die Schiefer, um den geringen Kupfergehalt derselben in einem Steine anzusammeln, roh verschmelzen. Während man früher die Schiefer zu Haufen von 1200 t bis 1500 t Inhalt vereinigte, wobei das Brennen eines Haufens $1/2$ Jahr in Anspruch nahm, vereinigt man dieselben gegenwärtig zu langen, schmalen Haufen von höchstens 600 t Inhalt, welche das gleiche Ziel wie die grossen Haufen in nur 4 Wochen erreichen, so dass eine erhebliche Verminderung des Betriebscapitals hiermit verbunden ist. Eines Holzbettes bedarf es für das Brennen der Kupferschiefer nicht, da der Bitumengehalt derselben hinreicht, um die Verbrennung zu unterhalten. Dagegen wird zum Zwecke des Anzündens rings um ihren Fuss eine Lage Reisigholz, sog. Wellholz gelegt. Das Schieferklein, die sog. Schieferkläre, wird mit Theer angemengt und in einer Presse zu Stücken, Briquettes geformt. Die letzteren werden zusammen mit den Schieferstücken in Haufen gebrannt.

Durch das Brennen bezweckt man nach dem Gesagten nicht eine theilweise chemische Veränderung der im Schiefer enthaltenen Schwefelmetalle, wie sie die Röstung verfolgt, sondern lediglich eine Entfernung der bituminösen Körper aus den Schiefern und gleichzeitig damit die Entfernung von Kohlensäure und Feuchtigkeit aus denselben.

Die Röstung in Stadeln

wird für normale Röstung sowohl, als auch für Kernröstung ausgeführt.

Man unterscheidet Stadeln mit und ohne Rostbett, offene Stadeln und geschlossene Stadeln, Stadeln mit Abzugscanal und Esse und Stadeln ohne diese Vorrichtung. Der Horizontal-Querschnitt der Stadeln ist rechteckig, quadratisch oder kreisrund. Die letztere Form ist die seltenere; sie findet Anwendung zum Rösten quecksilberhaltiger Kupfererze in Ungarn (Stephanshütte bei Göllnitz) und zum Rösten pyrithaltiger Kupfererze auf kleinen Werken in Transkaukasien (Allawerdi, Karabach). Man zieht allgemein die rechteckigen Stadeln vor, weil sie beim Zusammenkuppeln weniger Raum einnehmen, weil die Gase sich bequemer ableiten lassen und weil Füllen und Entleeren bequemer sind.

Die Bedingungen für die Stadelröstung sind die nämlichen wie für die Haufenröstung. Nur verläuft die Stadelröstung bei geeigneter Regulirung des Zuges rascher und gestattet die Ueberführung der Röstgase in Essen. Die Vortheile einer schnellen und gleichmässigen Röstung lassen sich indess nur bei Ueberführung der Röstgase in Essen und bei einer sorgfältigen Regulirung des Zuges erreichen. Stadeln mit unvollkommenem Zuge, wie man sie häufig antrifft, geben viel ungünstigere Resultate als die Haufenröstung. Man ist daher auch vielfach von solchen Stadeln wieder zur Haufenröstung zurückgekehrt. Hierzu kommt noch, dass sich der Zug um so schwieriger reguliren lässt, je grösser die Stadeln sind. Im Interesse einer guten und schnellen Durchröstung soll man daher die

Stadeln nicht zu gross machen. Stadeln ohne Gasabführungscanäle und Essen erfordern die nämliche Zeit zur Röstung wie die Haufen. Sie gewähren nur Schutz gegen Wind und Wetter, halten die Wärme besser zusammen als die Rösthaufen und verhüten das Auslaugen von Sulfaten des Kupfers durch Regen.

Grundsätzlich soll man daher anstatt grosser Stadeln eine grössere Zahl kleiner Stadeln mit Abführung der Röstgase in gut ziehende Essen anwenden. Die Esse soll man im Interesse eines guten Zuges 20—25 m hoch machen. Eine Verringerung der Essenhöhe giebt sich durch Verlängerung der Röstzeit kund. Bei Stadeln, welche oben offen sind, erreicht man den luftdichten Abschluss durch Bedeckung der oberen Erzlagen mit hinreichend starken und dichten Schlichlagen. An einigen Orten werden sie auch wohl mit einem Deckel aus Eisenblech versehen. Die vordere offene Seite der Stadeln wird durch eine provisorische trockene Mauer, welche mit den erforderlichen Oeffnungen für den Zug versehen ist, oder durch eine Mauer von grossen Stücken rohen Erzes oder von Kupferstein, in welcher gleichfalls eine entsprechende Anzahl von Zugöffnungen auszusparen sind, geschlossen. Auch empfiehlt es sich, in den beiden Seitenwänden des Stadels Oeffnungen für den Luftzug anzubringen, welche mit einem in jeder Seitenwand angebrachten Längscanale communiciren. Die Rückwand des Stadels bildet gleichzeitig einen Theil der einen Seitenwand des mit der Esse verbundenen Gasabführungscanals. Dieselbe enthält eine Reihe von rectangulären Oeffnungen, durch welche die Röstgase in den Hauptgascanal eintreten. Bei jedem grösseren Betriebe legt man zwei Reihen von Stadeln mit den Rückwänden so gegeneinander, dass die letzteren den zu überwölbenden Hauptgascanal zwischen sich lassen. Was die Grösse der gedachten Stadeln (mit Essenzug) anbetrifft, so hängt dieselbe in gewissen Grenzen von dem Schwefelgehalte der Erze ab. Erze mit hohem Kieselsäure- und geringem Schwefelgehalte erfordern höhere und weitere Stadeln als solche mit hohem Schwefel- und geringerem Kieselsäuregehalte. Für Erze von mittlerem Pyritgehalte (30 % Schwefel) hat man in Montana als beste Dimensionen der Stadeln: $2^1/_2$ m Länge (i. L), 2 m (i. L.) Weite und 1,80 m Höhe gefunden. Derartige Stadeln fassen 20 t Erz, welches in 10 Tagen abgeröstet ist. Für grössere Stadeln dauert bei gleichem Schwefelgehalte die Röstzeit entsprechend länger und die Röstung fällt weniger gut aus.

Als Beispiel der beschriebenen kleinen Stadeln mit Essenzug sollen die nachstehend abgebildeten Stadeln (Fig. 10 und Fig. 11) der von dem Verfasser besuchten Werke der Parrot Copper and Silver Company zu Butte in Montana dienen.

Dieselben sind aus Schlackensteinen ohne Verankerung hergestellt und in zwei Reihen so aneinandergelegt, dass die Rückwände der beiden Reihen den Gasabführungscanal zwischen sich lassen. Das Füllen der Stadeln geschieht in der nämlichen Weise, wie es bei der Errichtung der

Rösthaufen beschrieben ist, mit Hülfe einer Hochbahn und an dieselbe anzuschliessender transportabeler Drehscheiben und provisorischer Schienengeleise. K ist der zwischen beiden Stadelreihen liegende 0,61 m i. L. weite, mit Thonmörtel gemauerte Canal, welcher die Röstdämpfe in den

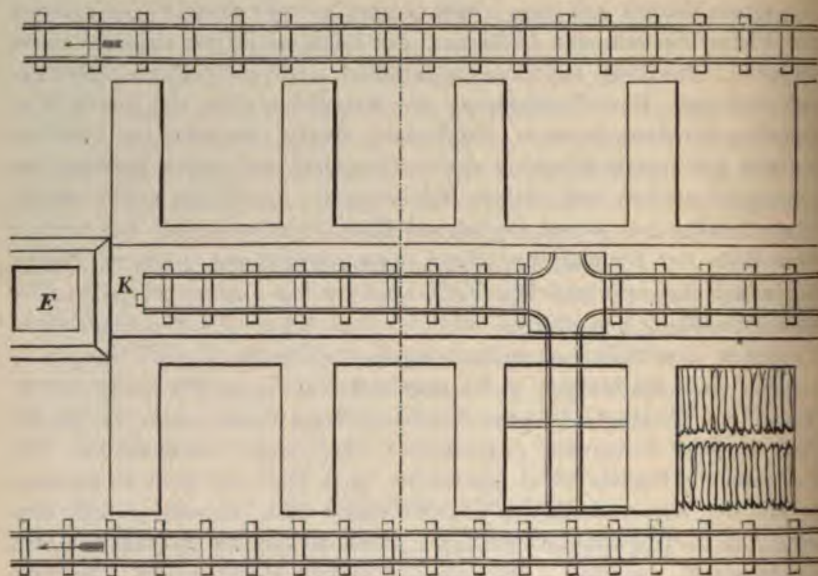


Fig. 10.

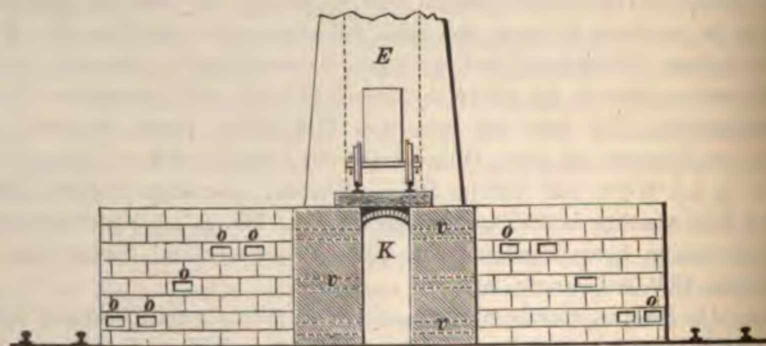


Fig. 11.

1,06 m im L. im Quadrat weiten, 25 m hohen Schornstein E führt. Derselbe ist mit einem Ziegelstein-Gewölbe überspannt. Canal und Schornstein genügen für 2 Reihen von je 28 Stadeln. Die einzelnen Stadeln sind im Lichten 2,44 m lang, 1,982 m weit und 1,830 m hoch. v v v sind

in der Rückwand angebrachte Canäle, welche die Röstgase aus den Stadeln in den Canal K führen. In jeder Rückwand befinden sich 9 dieser Oeffnungen in 3 verschiedenen aus der Zeichnung ersichtlichen Höhen. Dieselben sind 0,152 m lang und 0,050 m hoch. In den Seitenwänden jedes Stadels sind gleichfalls derartige Oeffnungen ooo angebracht. Abgesehen von den äussersten Seitenwänden jeder Stadelreihe, welche direct durch diese Oeffnungen mit der Luft in Verbindung stehen, werden dieselben durch Längscanäle, welche in jeder der beiden Seitenwände des Stadels angebracht und durch eine Zunge der Länge nach in je 2 Theile getheilt sind, mit Luft gespeist. Die gedachten Längscanäle gehen nicht bis zum Hauptgasabführungscanal durch. In Folge der Theilung derselben durch eine Mauerzunge kann die Luft in die beiden Stadeln, welche je eine Seitenwand gemein haben, einströmen. Die Regulirung des Luftzuges geschieht theils durch einen in den Hauptcanal eingehängten Schieber (Register), theils durch Verengern der Oeffnungen in der Rückwand des Stadels mit Hülfe von Ziegelsteinen.

Jeder Stadel fasst 20 t Erz. Die Röstzeit beträgt 10 Tage.

Auf der ebenen Sohle des Stadels werden zuerst drei den langen Seiten des Stadels parallele Canäle aus Stücken von rohem Erz hergestellt und mit leicht entzündbaren Holzstückchen angefüllt und umgeben. Alsdann wird das eigentliche Holzbett, welches aus verhältnissmässig kleinen Holzstücken besteht, zwischen und über den Canälen angebracht und auf das letztere das Erz gelegt. Zeitweise legt man auch Holzstücke an die Seitenwände und an die Hinterwand des Stadels, um ein gleichmässiges Durchdringen des Feuers zu befördern. Auf die gröberen Erze lässt man die feineren Erze folgen und bringt als Decke eine Schlichlage auf die letztere und darüber eine zweite Decke von geröstetem Erzklein. — Gewöhnlich legt man unter die ungeröstete Schlichlage eine Lage von Holzabfällen, um die Röstung der Schliche zu befördern. Die Vorderseite des Stadels verschliesst man durch eine Mauer von Stücken rohen Erzes, in welcher man die entsprechenden Zugöffnungen ausspart oder durch eine trockene Ziegelsteinmauer mit den entsprechenden Oeffnungen.

Ist die Röstung durch Anzünden des Stadels eingeleitet, so lässt sich nach geschehener Zugregulirung der normale Fortschritt der Röstung durch langsames Emporsteigen der Decke des Stadels erkennen. Es tritt nämlich bei der Röstung eine Volumenvermehrung ein. Dieselbe kann, wie bei der Haufenröstung, nicht durch seitliches Auseinandertreiben der Erzmasse zur Wirkung kommen, sondern macht sich, da die Seitenwände geschlossen sind, durch Ausdehnung der Erzmasse nach oben geltend. Die Hebung der Masse beträgt bei pyrithaltigen Erzen im Ganzen bis 0,305 m und kann sich in 24 Stunden auf 0,076 m belaufen.

Das Ergebniss der Röstung ist, richtige Regulirung des Zuges vorausgesetzt, ein ähnliches wie bei einer guten Haufenröstung. Ist der Schornstein niedrig und der Zug in Folge dessen schwächer, so dauert

die Röstung entsprechend länger. Der Holzverbrauch ist bei pyrithaltigen Erzen ein sehr geringer. Er beträgt bei den beschriebenen Stadeln für Erze von 30 % Schwefel und 25 % Kieselsäure = $^1/_5$ cord für 20 t oder $^1/_{100}$ cord per t Erz. (1 cord = 128 engl. Cubikfuss.)

Grössere Stadeln mit ebener Sohle und ohne Essenzug wurden früher und werden auch noch gegenwärtig häufig angewendet. Die Ergebnisse der Röstung in denselben stehen indess in Bezug auf gute Abröstung und Brennstoffverbrauch weit hinter den Ergebnissen der kleinen Stadeln mit Essenzug zurück.

Derartige Stadeln wurden z. B. in Schweden angewendet. Dieselben waren 4,15 bis 4,35 m lang, 3 bis $3^1/_2$ m breit und 1,18 bis 1,78 m hoch. Die Erze enthielten neben wenig Kupferkies Schwefelkies und Blende



Fig. 12.



Fig. 13.

(Atvidaberg), in Fahlun auch Bleiglanz. Die Röstung in 1 Feuer dauerte 4 bis 6 Wochen. Der durchschnittliche Erzinhalt der Stadeln war 75 t. Der Brennstoffverbrauch auf 75 t Erz betrug 8 cbm Holz.

Die Einrichtung von Stadelreihen dieser Art ohne Essenzug ist aus den vorstehenden Figuren 12 und 13 ersichtlich. In Fig. 12 ist die Vorderseite der Stadeln vollständig offen, während sie bei den Stadeln in Fig. 13 nur theilweise geöffnet ist. In beiden Fällen wird der Stadel an der Vorderseite durch eine provisorische Mauer, wie sie aus Fig. 12 ersichtlich ist, geschlossen. Die Röstgase treten durch die Decke des Stadels aus.

Die Stadeln ohne Rostbett, die sogen. Wellner'schen oder Freiberger Stadeln, besitzen eine geneigte Sohle und können sowohl mit als auch ohne Essenzug betrieben werden. Die Einrichtung eines derartigen Stadels ohne Essenzug ergiebt sich aus der nachstehenden Fig. 14. Der Stadel besteht aus zwei Hälften A und B, welche abwechselnd durch die Oeffnungen o mit Erzen besetzt werden.

In jeder schmalen Seite s des Stadels sind 4 Rostfeuerungen r angebracht, mit deren Hülfe das Anzünden der Stadelfüllung geschieht. Beim Einfüllen der Erze legt man in der Verlängerung der Rostfeuerungen Canäle aus Stücken roher Erze an, durch welche die Verbrennungsgase der Rostfeuerungen hindurchziehen. Dieselben treten, ebenso wie die Röstgase, durch die Decke des Stadels aus. Nach dem Füllen des Stadels wird so lange gefeuert, bis die unterste Lage der Erze in Brand gerathen ist. Sollen die Erze mehrere Male geröstet werden, so wird nur die eine

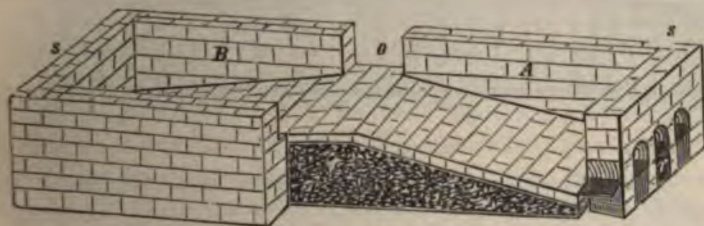


Fig. 14.

Hälfte des Stadels besetzt und die andere Hälfte für die Wiederholung der Röstung frei gelassen. Die Länge einer Stadelhälfte i. L. beträgt 2,5 bis 3 m, die Weite i. L. 3 bis 3,5 m bei 4 Rostfeuerungen.

Sollen derartige Stadeln mit einer Esse verbunden werden, so wird da, wo die beiden Stadelhälften zusammenstossen, ein absteigender, senkrechter Canal angebracht, welcher mit einem horizontalen, mit der Esse verbundenen Canale communicirt.

Die Wellner'schen Stadeln haben den Vortheil, dass man jegliche Art von Brennstoff zum Anzünden der Erzmassen verwenden kann. Dagegen sind sie schwierig zu besetzen und entleeren, falls nicht eine Hochbahn angewendet wird. Obwohl sie da am Platze sind, wo keinerlei Röstholz zur Verfügung steht, so haben sie sich doch nur an wenigen Orten Eingang verschafft.

Im Gegensatze zu den beschriebenen Stadeln wendet man sehr grosse Stadeln an, wenn die Röstung nur ganz langsam erfolgen soll, wie die Kernröstung und die Sulfatisation geschwefelter Kupfererze. Für die Kernröstung charakteristisch ist der in den nachstehenden Figuren 15 und 16 abgebildete Steyrische Stadel, wie er früher zu Agordo in Oberitalien in Anwendung stand. Derselbe ist 117 m lang, 4,3 m breit und 2,5 m hoch. In den 1,6 m dicken Wänden des Stadels befinden sich Canäle l

zur Ableitung des bei der Röstung ausgetriebenen Schwefels in Sammelbehälter c. In jeden dieser durch Thüren p zu verschliessenden Behälter münden je 12 der gedachten Canäle. Die Sohle der Stadeln a besteht, ebenso wie die Sohle der oben beschriebenen Haufen für die Kernröstung, aus ausgelaugten Kernerzrinden mit in dieselbe eingesteckten Holzstangen. In der Sohle des Stadels sind eine Reihe von Lufzugscanälen f angebracht, welche beim Besetzen des Stadels mit Steinplatten bedeckt werden. Das Besetzen geschieht durch im Mauerwerk angebrachte Thore bzw. später von oben. Auf die Sohle wird zuerst eine Holzlage n gebracht. Auf der-

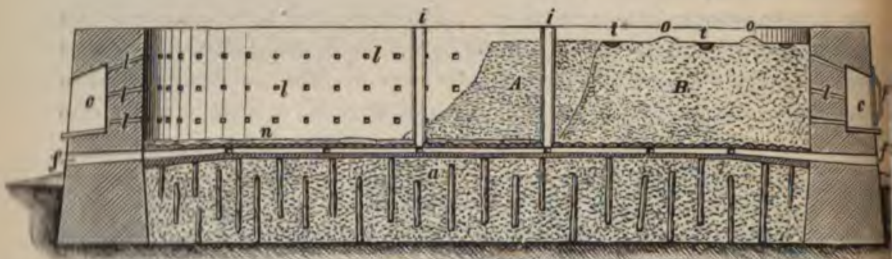


Fig. 15.

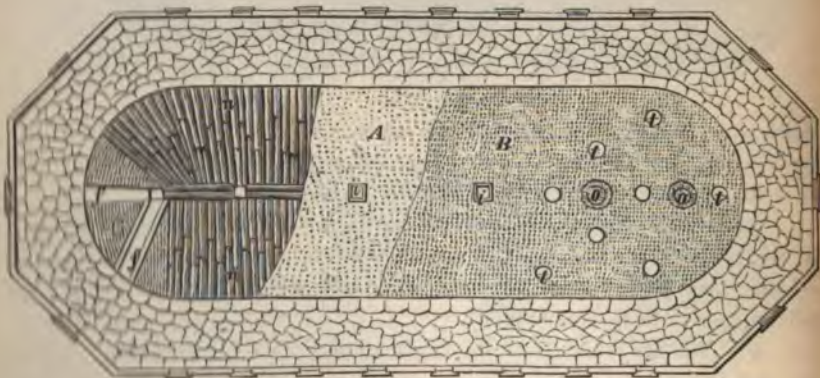


Fig. 16.

selben werden mit den Zugcanälen in Verbindung gebrachte Holzlutten i errichtet. Nach dem Anzünden des Stadels werden dieselben mit Schlich verstürzt. Ueber die Stückerze wird eine Schlichlage und darüber eine Lage von ausgelaugten Kernrinden gestürzt, in welcher halbkugelförmige Vertiefungen t zum Auffangen des in die Decke dringenden Schwefels angebracht werden. Die Röstung in diesen Stadeln dauert 6 bis 8 Monate.

Die Röstung in Schachtöfen

gewährt gegenüber der Haufen- und Stadelröstung den grossen Vortheil, dass sie bei Erzen von entsprechendem Schwefelgehalte ohne Brennstoff

ausführbar ist, dass die Röstgase zur Herstellung von Schwefelsäure geeignet sind und dass in ihnen ein continuirlicher Betrieb ermöglicht ist. Sie haben daher in Culturländern, in welchen aus Gründen des öffentlichen Interesses eine Beseitigung der Schwefligen Säure geboten ist, die Haufenröstung fast vollständig verdrängt. Sie eignen sich sowohl zur Röstung von Stücken als auch zur Röstung von Erzklein. Die Röstgase dieser Oefen müssen mindestens 5 Volumprocente Schweflige Säure enthalten, um noch mit Vortheil auf Schwefelsäure verarbeitet werden zu können.

Röstung der Stückerze in Schachtöfen.

Die in Schachtöfen zu röstenden Stückerze müssen einen solchen Schwefelgehalt besitzen, dass sie von selbst fortbrennen und dürfen bei der Rösttemperatur weder zusammensintern noch decrepitiren. Je schwefelreicher die Erze sind, um so vollständiger ist die Röstung. Bleihaltige Kupfererze (z. B. die bleihaltigen Kupfererze des Rammelsbergs bei Goslar mit 27% Schwefel, 5% Kupfer, 9—10% Blei) können in diesen Oefen nicht so weit entschwefelt werden, wie es für das Verschmelzen derselben auf Stein erforderlich ist. Sie bedürfen desshalb nach der Röstung in Schachtöfen noch einer Nachröstung in Haufen. Reine Kupferkiese sind wegen ihrer leichten Schmelzbarkeit, ihrer Eigenschaft im Feuer zu decrepitiren und wegen an Schwefliger Säure armer Röstgase nicht für die Schachtofenröstung verwendbar. Am meisten geeignet für diese Art der Röstung sind nicht zu kupferreiche (nicht viel über 10% Kupfer enthaltende) Pyrite, wie z. B. die Kiese von Rio tinto (Spanien) mit 3—4% Kupfer und 48% Schwefel, die Kiese aus Vermont (Canada) mit 45% Schwefel und 3,5% Kupfer, kiesige Kupfererze vom Rammelsberg mit 7—8% Kupfer und 41—42% Schwefel.

Erzklein lässt sich in Schachtöfen für Stückerze nur dann abrösten, wenn es mit Hülfe von Thon und Eisenvitriollauge zu Batzen, sogen. „Stöckeln“ zusammengebunden und scharf getrocknet wird. Dasselbe lässt sich aber bei Weitem besser und billiger in den Schachtöfen für pulverförmige Erze abrösten.

Bei sehr hohen Brennmaterialpreisen und billigen Arbeitslöhnen röstet man auch wohl schwefelreiche Kupfererze ohne Verarbeitung der Röstgase auf Schwefelsäure ab. (Orford Nickel and Copper Company, Sherbrooke, Provinz Quebec in Canada, Kaukasus).

Die in Anwendung stehenden Röstschachtöfen sind entweder sogen. Kiesbrenner oder sogen. Kilns.

Kiesbrenner sind niedrige Oefen, (gewöhnlich 1 m hoch), bei welchen die zu röstenden Erze auf einem aus drehbaren Roststäben bestehenden Roste liegen. Die Kilns, welche an einigen Orten einfach „Schachtöfen“ genannt werden, sind höhere Oefen (bis $4^1/_2$ m) mit oder ohne Rost. In den Kiesbrennern röstet man schwefelreiche Erze in kleineren Stücken (Bohnen- bis Wallnussgrösse, höchstens 3 cm Seite)

in Lagen von 40—60 cm Dicke ab, während in Kilns schwefelärm Erze in grösseren Stücken (bis 6 cm Seite) und in hohen Säulen gerös werden.

Die **Kiesbrenner** stehen auf den meisten Schwefelsäurefabrik zum Rösten von Pyriten in Anwendung. Sie setzen bis 500 kg Erz p

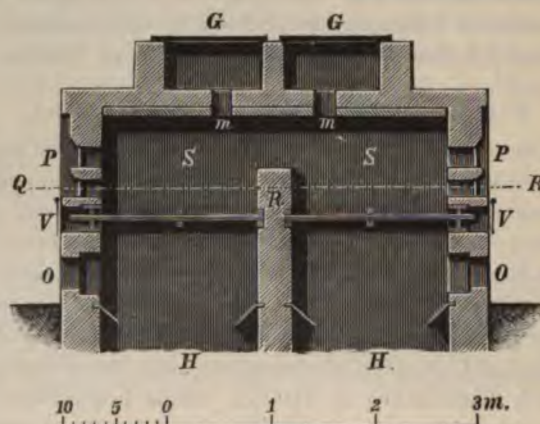


Fig. 17.

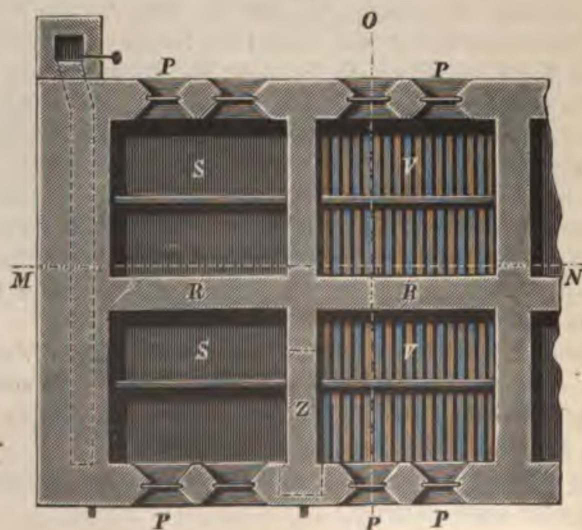


Fig. 18.

Ofen in 24 Stunden durch. Aeltere Kiesbrenner, wie sie zum Rösten d kiesigen Kupfererze des Rammelsbergs auf der Hütte zu Oker angewend werden, sind aus den Figuren 17, 18 und 19 ersichtlich. Es sind daselb je 8 Kiesbrenner zu einem System verbunden und zwar so, dass

2 Schächte eine gemeinschaftliche Rückwand besitzen. Die einzelnen Schächte sind i. L. in der Mitte 1 m hoch, 1,75 m breit und 1,46 m tief. Die Rückwand R, welche je zwei gegenüberliegenden Schächten gemeinsam ist, hat nur die Höhe der Beschickungssäule. Hierdurch ist eine Ausgleichung der Temperaturschwankungen der beiden mit einander communicirenden Schächte in den verschiedenen Zeitabschnitten der Röstung ermöglicht. Die Sohle des Ofens wird durch den Rost V gebildet. Derselbe besteht aus auf die Kante gelegten Roststäben, welche mit Hülfe eines Schraubenschlüssels um 90° hin und her gedreht werden können. Durch dieses Drehen wird der Zwischenraum zwischen den Roststäben vergrössert und das geröstete Erz aus dem Ofen entleert. Dasselbe fällt in den unter dem Roste befindlichen Canal, wo Wagen zur Aufnahme desselben bereit stehen. Das Aufgeben der Erze erfolgt durch die obere Reihe der Oeffnungen P, welche durch gusseiserne Vorsetzthüren verschlossen werden. (Bequemer lässt

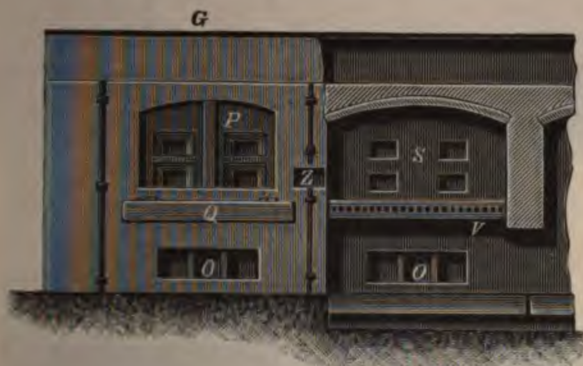


Fig. 19.

sich das Aufgeben, wie es auch häufig geschieht, durch Oeffnungen in der Decke bewirken). Die unteren Oeffnungen P sowie auch die gedachten oberen Oeffnungen dienen zum Einführen von Gezähstücken in den Ofen, um Sinterungen vorzubeugen und die Erze aufzulockern. Die Luft tritt durch Oeffnungen O in den Seitenwänden unter den Rost. Durch eine Oeffnung m im Gewölbe der Oefen treten die Röstgase in die Canäle G und aus den letzteren in die Schwefelsäurefabrik. An der Vorderseite der Roste befinden sich Klappthüren, welche beim Entfernen des Röstgutes aus dem Ofen (durch Drehung der Roststäbe) aufgeklappt werden. Z ist eine im Ofengemäuer ausgesparte, mit Gusseisenplatten ausgelegte, durch eine gusseiserne Thüre verschliessbare Nische zur Aufnahme von gusseisernen Kästen, welche die aus Chilisalpeter und Schwefelsäure bestehende Beschickung zur Erzeugung der für die Schwefelsäurefabrication erforderlichen Salpetersäure enthalten. Diese Nische ist durch einen aufsteigenden Canal mit dem Gasabführungscanal G verbunden. Die Salpetergase ziehen

durch diesen aufsteigenden Canal in den Gasabführungscanal, wo sie sich mit den Röstgasen mischen und gemeinschaftlich mit denselben in die Schwefelsäurefabrik ziehen.

In einem Massiv von 8 Kiesbrennern röstet man in Oker täglich 3500 kg Erz oder 166 kg pro qm Rostfläche ab. Die neueren Kiesbrenner in Oker besitzen 3 Reihen von Arbeitsöffnungen.

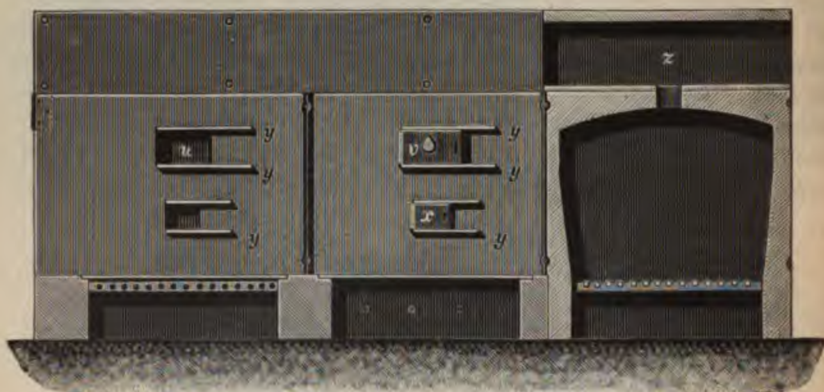


Fig. 20.

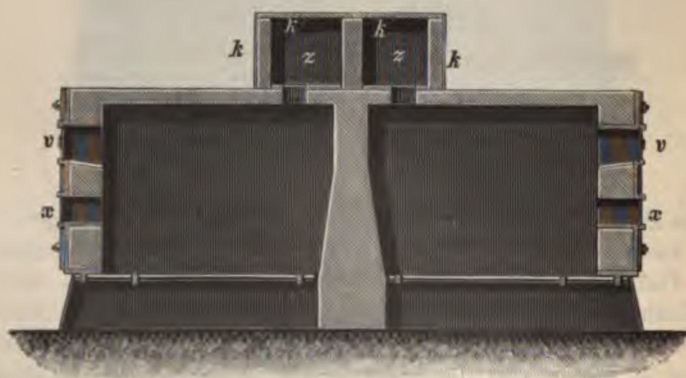


Fig. 21.

Die Einrichtung von in England gebräuchlichen Kiesbrennern, welche mit Frontplatten aus Gusseisen versehen sind, ist aus den Figuren 20, 21 und 22 ersichtlich. Dieselben, von Lunge mitgetheilt, sind im Maassstabe von 1 : 50 gezeichnet. v sind die Arbeitsöffnungen zum Eintragen der Kiese, x Störöffnungen, z die Austrittsöffnungen für die Schweflige Säure. Die Thüren der Oeffnungen v und x werden in mit Nuthen versehenen Schienen y, welche an die Frontplatten angegossen sind, geschoben.

Die Kilns (oder Schachtöfen)

halten wegen ihrer grossen Höhe die Temperatur besser zusammen als di niedrigen Kiesbrenner. Ihre Höhe beträgt $1^1/_2$—$4^1/_2$ m; der Schacht is gewöhnlich rechteckig oder quadratisch (1—$1^1/_2$ m breit i. L. und $1^1/_2$—2,5 m lang i. L.). In manchen Fällen giebt man dem Schachte eine schwache Er weiterung oben. Sie eignen sich daher besonders zur Röstung schwefel armer Erze, welche in Kiesbrennern nicht abgeröstet werden können. Die selben würden beim Rösten in den letzteren Apparaten nicht nur sehr unvoll kommen geröstet werden, sondern auch beim Entleeren und Neubesetzen der Oefen eine derartige Temperaturerniedrigung erleiden, dass die Röstun nicht von selbst fortschreiten würde.

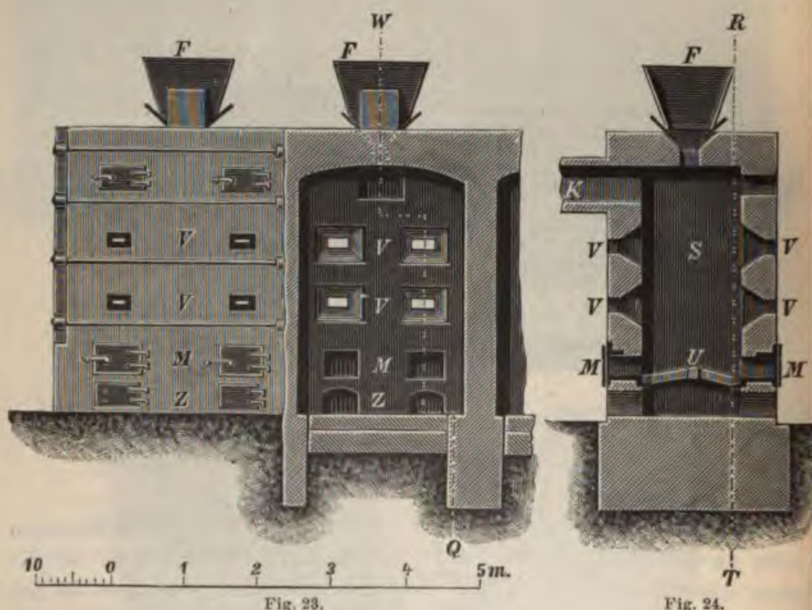


Fig. 23. Fig. 24.

In ihnen lassen sich nur grössere Stücke (6 cm Seite) abrösten, d kleinere Stücke zu dicht liegen und den Luftzug hemmen würden. Ma setzt in denselben je nach der Natur des Erzes in 24 Stunden 1—2 durch.

Die Einrichtung der Kilns auf den Freiberger Hüttenwerken ergiebt sich aus den vorstehenden Figuren 23 und 24. S ist der (i. L. = 2,88 hohe) Schacht mit rechteckigem Horizontalquerschnitt (1,27 m i. L. bre und 2,226 m i. L. lang). Durch eine Oeffnung im Gewölbe des Ofen werden die Erze mit Hülfe des durch einen Schieber verschliessbare Trichters F in den ersteren eingeführt. (Besser als der Trichter m Schieberverschluss ist der Trichter mit Kegel- oder Glockenverschluss, b

welchem das Oeffnen durch Heben der Kegel oder Glocken geschieht). Die Erze ruhen auf dem Sattelroste U. Die Luft tritt durch die Oeffnungen Z in den Ofen. Die Röstgase treten durch den Canal K in der Hinterwand desselben in den Hauptgascanal, welcher einem System derartiger Kilns gemeinschaftlich ist und die Röstgase nach der Schwefelsäurefabrik führt. Das Röstgut wird durch die Ziehöffnungen M zu beiden Seiten des Sattels aus dem Ofen entfernt. V V sind Arbeitsöffnungen, durch welche man Gezähstücke in den Ofen einführt, um die Erze aufzulockern und das gleichmässige Niedergehen derselben zu befördern. In 24 Stunden röstet ein derartiger Ofen 1,5 t Erz ab.

Auf dem Hüttenwerke zu Oker sind 5 Schächte zu einem System verbunden, welche unter dem Gewölbe mit einander communiciren. Die



Fig. 25.

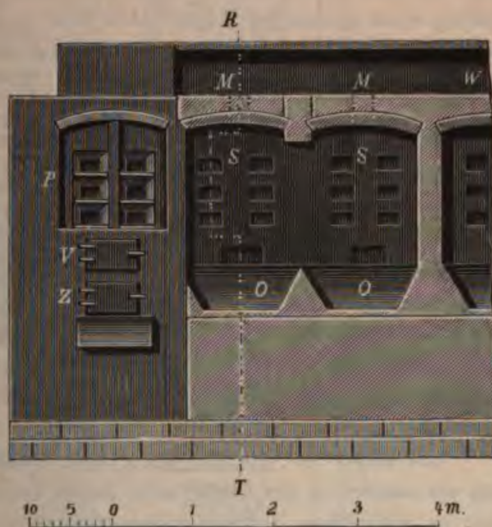


Fig. 26.

Sohle ist sattelförmig gestaltet. Die Regulirung des Luftzuges geschieht wie bei den Kiesbrennern.

Die Einrichtung der älteren Kilns daselbst ergiebt sich aus den nachstehenden Figuren 25 und 26.

S ist der Schacht, O die sattelförmige Sohle; Z sind die Ziehöffnungen, P und V die Störöffnungen (zum Auflockern der Beschickung); M ist die Oeffnung, durch welche die Gase in den Hauptgascanal W ziehen. Die zu röstenden Erze werden durch die oberste Reihe der Oeffnungen P aufgegeben. In dem Mauerwerke sind, wie bei den Kiesbrennern, Nischen ausgespart, in welchen die für die Schwefelsäure-Gewinnung erforderliche Salpetersäure erzeugt wird.

In diesen Oefen, in welchen die Höhe der Erzlage über der Ober-

kante des Sattels 1,3 m beträgt, werden in 24 Stunden $4^1/_2$ bis 5 t Erz i
5 Schächten, also gegen 1 t pro Schacht durchgesetzt.

Die neueren Kilns sind 4 m hoch, 1,20 m breit und 2,30 m lang In denselben wird das Erz, wie bei den Freiberger Kilns, durch ein Oeffnung im Gewölbe des Ofens aufgegeben. Pro Schacht setzt man i 24 Stunden, je nach der Natur der Erze, 1,4 bis 2 t durch. Die Ab röstung geschieht, dem Kupfergehalte der Erze entsprechend, auf 7 bi 10 % Schwefel. Nur bei den bleihaltigen Erzen, den sogen. melirten Erze (mit 28 % Zinkblende, 25 % Pyrit, 15 % Kupferkies, 11 % Bleiglanz, 14 % Schwerspath und 7 % sonstigen Gangarten), von welchen 1,8 bis 2 t i 24 Stunden durchgesetzt werden, ist es nicht möglich, den Schwefelgehal dem Kupfergehalte entsprechend herunterzubringen. Die Abröstung er folgt bis auf 10 bis 12 % Schwefel, während der Schwefelgehalt zur Er zielung eines geeigneten Steins nur 6 bis 7 % betragen soll. Man ist dahe gezwungen, bei diesen Erzen der Röstung in Kilns noch eine zweimalig Röstung in Haufen folgen zu lassen.

Die Röstung des Erzkleins in Schachtöfen.

Pulverförmige Erze lassen sich ohne vorgängige Vereinigung z Stücken mit Hülfe besonderer Bindemittel nicht in Schachtöfen der ge dachten Art abrösten, weil sie zu dicht aufeinander liegen und dadurc das Feuer ersticken würden. Nur in seltenen Fällen, wie z. B. in Frei berg, formt man die Schliche mit Hülfe von verdünnter Schwefelsäure ode von Eisenvitriol-Mutterlauge und Thon zu Stöckeln und röstet dieselbe dann wie Stückerze in Kilns ab. Dieses Verfahren ist nur bei sehr billige Arbeitslöhnen und beim Vorhandensein geringer Mengen von Erzpulve anwendbar.

Die Regel für die Abröstung des Erzkleins in Schachtöfen, mag e nun als solches in der Grube oder durch Aufbereitung gewonnen sein ode mag es absichtlich durch Zerkleinerung von Stückerzen hergestellt sei ist die Anwendung von besonders eingerichteten Oefen ohne freien Schacht raum. Der letztere ist mit horizontal oder geneigt liegenden Platten ode Prismen ausgesetzt, welche das freie Herabfallen der Erze beschränke oder vollständig verhindern. Der Schacht besitzt senkrechte Wände un hat quadratischen, oblongen oder kreisförmigen Horizontalquerschnitt.

Die meisten dieser Oefen haben den Vortheil einer guten Abröstung aber den Nachtheil der Bildung von Flugstaub, eines nicht grossen Durch-setzquantums und bei Stückerzen oder Erzen von nicht geeigneter Grösse der Nothwendigkeit der vorgängigen Zerkleinerung derselben. Sie sind dabei nicht geeignet für die Abröstung schwefelarmer und leicht sinternder oder schmelzender Erze.

Die Röstgase derselben werden grundsätzlich zur Herstellung von Schwefelsäure benutzt. Indess werden in Gegenden mit sehr hohen Brenn-stoffpreisen und niedrigen Arbeitslöhnen derartige Oefen auch da ange-

wendet, wo Erzklein ohne Schwefelsäuregewinnung geröstet werden soll (z. B. Gerstenhöfer'sche Oefen für kiesiges Kupfererzklein zu Kedabeg in Transkaukasien).

Bei den in Rede stehenden Oefen wird entweder der freie Fall der Erze durch im Schachte angebrachte Hindernisse beschränkt, wie bei den Oefen von Gerstenhöfer und von Hasenclever-Helbig oder er wird voll-

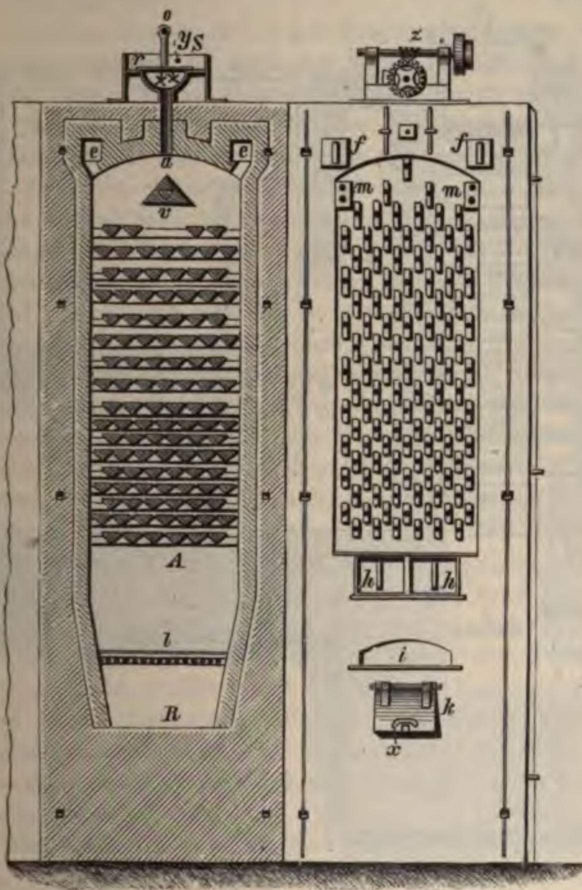


Fig. 27.

ständig verhindert, wie bei den sogen. Plattenöfen. Die Erze liegen hier auf einer Reihe übereinander angebrachter horizontaler Platten und bleiben entweder während der ganzen Röstung auf der nämlichen Platte liegen (Ofen von Ollivier & Perret) oder sie werden periodisch mit Hülfe von Handarbeit (Ofen von Malétra) oder Maschinenkraft (Ofen von Spence, Ofen von Mac Dougall) über die sämmtlichen untereinander befindlichen Platten geführt und verlassen die unterste Platte im abgerösteten Zustande.

Der Ofen von Gerstenhöfer. Die Einrichtung desselben e giebt sich aus den Figuren 27 und 28. Der Ofen beruht auf de Principe, das Erzklein durch einen erwärmten Ofenschacht hindurc fallen zu lassen und zwar nicht direct, sondern mit vielfacher Unte brechung des Falles durch ein System von horizontal liegenden prisma

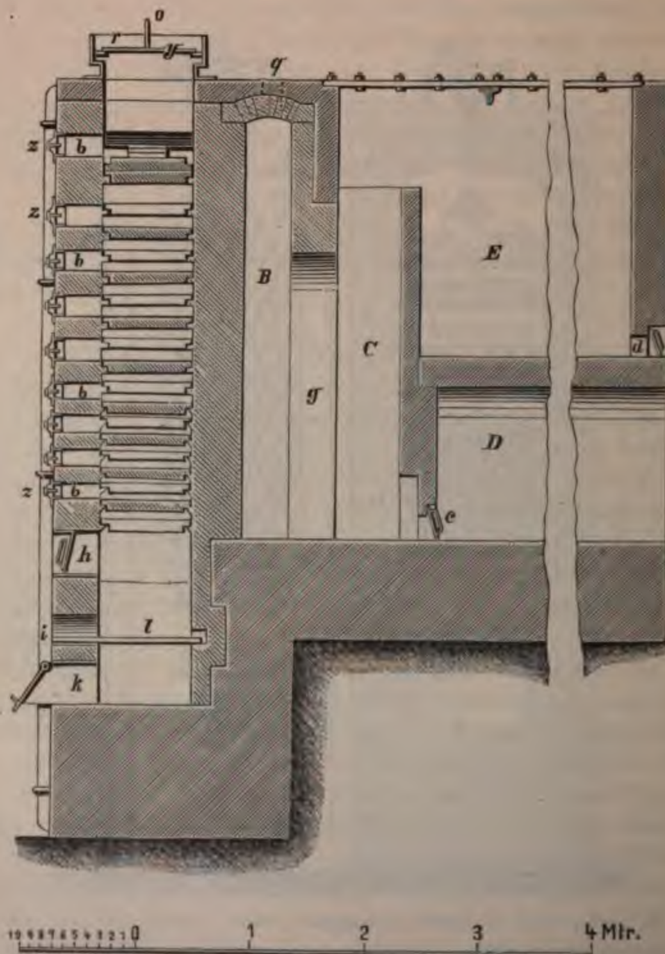


Fig. 28.

schen Thonstäben von dreieckigem Querschnitte. Diese Thonstäbe od „Träger" sind so in dem Schachte angebracht, dass ihre nach oben g kehrte Fläche eine horizontale Ebene bildet und dass das von ein oberen Träger herunterfallende Erz stets durch zwei untere Träger a gefangen wird. Das Erzpulver nun, welches am oberen Ende de

durch gerippte Walzen continuirlich aufgegeben wird, sammelt sich auf den Trägern der obersten Reihe so lange an, bis es seinen natürlichen Böschungswinkel erreicht hat (33°). Alsdann fällt es nach beiden Seiten des Trägers hin vertheilt auf die nächst untere Trägerreihe. Hier bleibt es wieder liegen, bis es seinen natürlichen Böschungswinkel erreicht hat und fällt dann auf die darunterliegenden Träger und so fort, bis es auf der Sohle des Ofens ankommt.

Hat nun das Pulver auf allen Trägerreihen seinen natürlichen Böschungswinkel erreicht, so kann das weiter aufgegebene Pulver nicht mehr auf den Trägern liegen bleiben, sondern gelangt, in seinem freien Falle durch das auf den einzelnen Trägern angesammelte Haufwerk aufgehalten, allmählich bis auf die Sohle des Ofens. Die für die Röstung erforderliche Luft tritt durch seitliche Oeffnungen am unteren Ende des Ofens ein und kommt beim Aufsteigen im Schachte in vielfache Berührung mit den herabfallenden Erztheilen. Zur Einleitung des Betriebes wird auf einem provisorischen Roste so lange geheizt, bis die Ofenwände glühend geworden sind. Dann giebt man die zu röstenden Erze auf und unterhält die Rostfeuerung so lange, bis die Röstung auf allen Trägerreihen eingeleitet ist und die Erze glühend geworden sind. Sobald dieser Fall eingetreten ist, schreitet die Röstung in Folge der Verbrennung des Schwefels ohne Brennstoff fort. Die Feuerung auf dem provisorischen Roste wird nun eingestellt und der letztere aus dem Ofen gezogen.

Die Röstgase treten am oberen Ende des Ofens aus und gelangen zuerst in Flugstaubkammern, in welchen der vom Gasstrome mitgerissene Flugstaub zur Ablagerung kommen soll, und dann in die Schwefelsäurefabrik. Zur Beobachtung des Ganges der Röstung sowie zum Reinigen der Träger von zusammengesinterten Massen und zum Freihalten der Zwischenräume zwischen den Trägern sind in der Vorderwand des Ofens Oeffnungen angebracht, welche durch Büchsen aus Gusseisen verschlossen werden. Jede dieser Oeffnungen entspricht einem Träger. In der Vorderseite der gusseisernen Büchsen sind runde Löcher zur Beobachtung der Röstung, die sogen. Schaulöcher angebracht. Dieselben werden durch Thonpfropfen verschlossen gehalten.

Der Ofenschacht hat $3^1/_2$ bis 5 m Höhe, 1,3 bis 1,5 m Breite i. L. und 0,8 m Tiefe i. L. Es liegen 15 bis 17 Reihen Träger in der Zahl von abwechselnd 6 und 7 Trägern übereinander.

In den gedachten Figuren bezeichnet: A den Ofenschacht, y die Aufgebevorrichtung. Dieselbe besteht aus zwei über dem Schlitz a befindlichen cannellirten Walzen, welche durch ein mittelst einer Schnecke bewegtes Zahnrad betrieben werden. (Bei manchen Oefen dieser Art sind 3 Paar cannellirte Walzen und 3 Schlitze vorhanden und den letzteren entsprechend 3 Vertheilungsträger im Ofen.) Unter dem Aufgebeschlitz a befindet sich der Vertheilungsträger v. Das Erz wird in den mit einem Siebboden versehenen Kasten r aufgegeben, dessen Sieb die gröberen Stücke zurück-

hält, während das Pulver oder die feinkörnigen Theile durch dasselbe hindurch auf die Aufgebewalzen fallen und auf die Träger gelangen. Die Luft tritt durch die Oeffnungen h und i in den Ofen, während die Röstgase durch die Canäle e in die Flugstaubkammer-Canäle B und C, dann in die Kammer E und aus dieser in die Schwefelsäurefabrik gelangen. D ist ein Canal zum Ausräumen von C. k ist die Ziehöffnung; l ist der bei der Inbetriebsetzung des Ofens nöthige provisorische Rost; bb sind die Oeffnungen zum Reinigen der Träger, z sind die Eisenbüchsen zum Verschliessen dieser Oeffnungen. —

Je nach der Natur der Erze und dem Grade der Abröstung lassen sich in einem Gerstenhöfer'schen Ofen 2—5 t Erze in 24 Stunden durchsetzen.

Man hat die Röstung dadurch bis zu einem gewissen Grade in der Hand, dass man dem rohen Erz eine gewisse Menge abgerösteten Erzes zusetzt. Ein Durchsetzquantum von 5 t lässt sich nur bei grobkörnigem Erz und einer ziemlich unvollkommenen Abröstung desselben erzielen.

Trotz seiner verhältnissmässig grossen Leistung hat der Gerstenhöfer'sche Ofen die grossen Nachtheile einer sehr erheblichen Flugstaubbildung und einer unvollkommenen Abröstung. Er steht desshalb nur noch an wenigen Orten zur Röstung von Kupfererzen in Anwendung. Er kann nicht empfohlen werden, wenn die Röstung einigermaassen vollständig sein soll, da kupferarme und schwefelreiche Erze, besonders kupferhaltige Pyrite, nach der Röstung in diesem Ofen einen zu kupferarmen bzw. eisenreichen Stein liefern.

Der Ofen von Hasenclever & Helbig.

Das Princip dieses Ofens ist die Erwärmung des Erzkleins durch die heissen Gase von gleichzeitig gerösteten Stückerzen. Derselbe stellt die Verbindung eines Kiesbrenners mit einem Schachte dar, welcher mit abwechselnd parallel liegenden Platten von 38° Neigung ausgesetzt ist. Das Erzpulver wird am oberen Ende des Schachtes aufgegeben und rutscht bei der geneigten Lage der Platten auf den letzteren (da sein natürlicher Böschungswinkel 33° beträgt) allmählich herunter und wird von der letzten Platte continuirlich durch eine kleine Walze entfernt. Die im Kiesbrenner bei der Röstung der Stückerze entwickelten Gase ziehen erst unter, dann über jeder der gedachten Platten hin, indem sie durch in den schmalen Seitenwänden des Schachtes angebrachte Canäle von unten nach oben gelangen, mischen sich mit den im Schachte aus dem Erzpulver entwickelten Gasen und treten durch einen Canal, welcher in den oberen Theil des Schachtes mündet, in die Schwefelsäurefabrik.

Die Einrichtung dieses Ofens ist aus den Figuren 29 und 30 ersichtlich. S ist der mit den Kiesbrennern z verbundene Schacht; p sind die Platten (Thon), auf welchen das Erz herabrutscht. ww' und vv' sind die Canäle, durch welche die Röstgase in der durch Pfeile angedeuteten Rich-

nporsteigen. Das Aufgeben des Erzpulvers geschieht bei a, das Aus- desselben bei o durch die Walze y. Die Röstgase treten durch nal r in die Schwefelsäurefabrik. In 24 Stunden setzt man 500) kg Feinkies in dem Thurme durch und röstet bis auf 4—7% l ab.

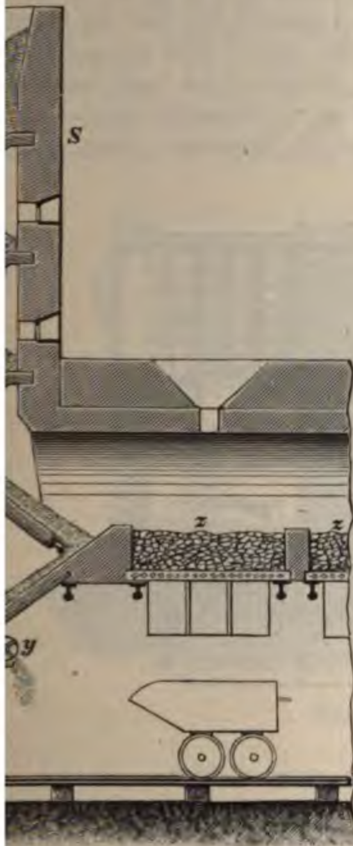


Fig. 29.

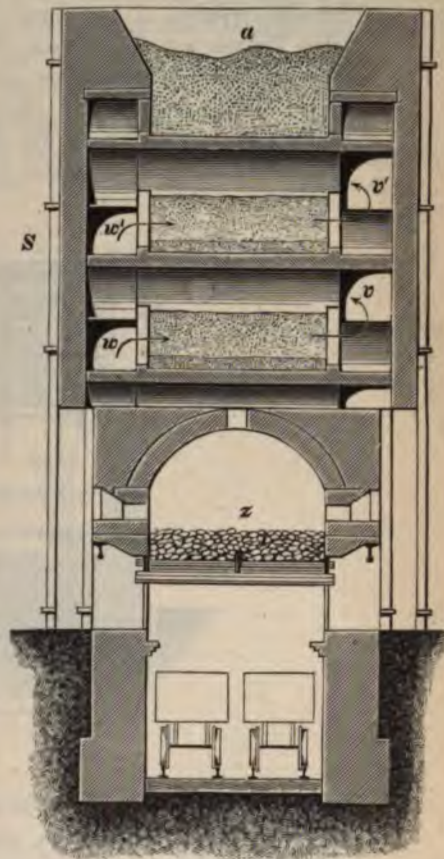


Fig. 30.

iese Oefen haben den Vortheil, dass man Erze bis zu 15 mm Korn- in denselben abrösten kann, dagegen den grossen Nachtheil, dass röstung des Pulvers von der Abröstung der Stückerze abhängt und hlichmengen, welche über ein gegebenes Verhältniss zwischen Stück- nd Erzklein hinausgehen, nicht mehr in diesem Ofen abgeröstet können. Aus diesem letzteren Grunde ist er den Oefen, welche liche unabhängig von den Stückerzen rösten gewichen, und steht rtig wohl auf keinem Kupferwerke in Anwendung.

Der Ofen von Ollivier & Perret

beruht, wie der Ofen von Hasenclever & Helbig, auf dem Principe der Erhitzung des Erzpulvers durch die bei der Röstung von Stückerzen entwickelten heissen Gase und ist die Vereinigung eines Kiesbrenners mit einem Plattenofen. Der letztere ist ein über dem Kiesbrenner angebrachter Schacht, welcher in bestimmten Abständen (von je 30 cm) so mit horizontalen Platten aus feuerfestem Thon ausgesetzt ist, dass die heissen Röstgase des Kiesbrenners unter und über diese Platten ziehen können. Auf diesen Platten wird das zu röstende Erzklein (5 cm hoch) ausgebreitet und bleibt bis zur Beendigung der Röstung auf denselben liegen. Die heissen Gase der Kiesbrenner, welche wie bei den Hasenclever-Oefen, durch Canäle

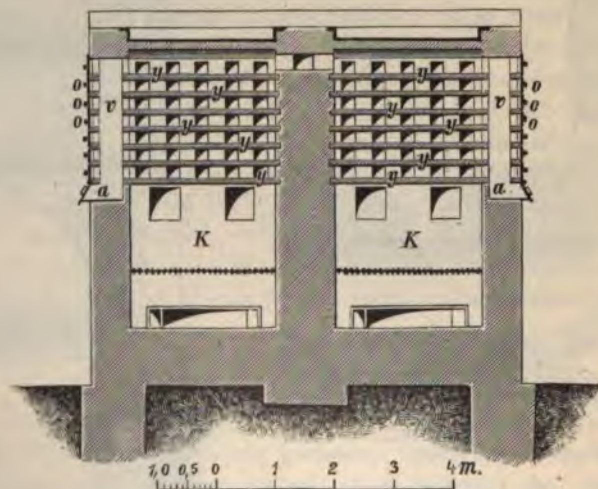


Fig. 31.

in den Seitenwänden des Ofens von unten nach oben gelangen, erhitzen die Platten und das Erzklein und mischen sich mit den aus dem letzteren entwickelten Gasen. Im oberen Theile des Ofens treten die Gase in den nach der Schwefelsäurefabrik führenden Canal. Das geröstete Erzpulver wird in einen vor den Platten befindlichen senkrechten Canal entleert. Der letztere wird während des Betriebes mit Röstgut gefüllt erhalten, welches letztere den Ofen nach vorne zu verschliesst.

Bei diesem Ofen wandert also das Pulver nicht von oben nach unten, sondern bleibt während der Röstung auf den Platten liegen.

Die Einrichtung des gedachten Ofens erhellt aus den Figuren 31 und [illegible] die Kiesbrenner, SS die mit Thonplatten t ausgesetzten [illegible] die mit Vorsetzthüren aus Eisen verschliessbaren [illegible] welche das zu röstende Erzklein auf die Platten ge-

bracht wird. yy sind die Canäle, in welchen die Röstgase emporsteigen; ww sind die Canäle, durch welche die Röstgase nach der Schwefelsäurefabrik ziehen. vv sind die senkrechten Canäle zur Aufnahme des Röstgutes. a sind Oeffnungen, durch welche das Röstgut aus dem Ofen gezogen wird.

Dieser Ofen röstet zwar gut ab, hat aber, ebenso wie der Ofen von Hasenclever & Helbig, den Nachtheil, dass die Röstung des Erzkleins von einem bestimmten Verhältnisse desselben zu den Stückerzen (1 : 1, höchstens 1 : $^1/_2$) abhängt. Aus diesem Grunde ist er, ebenso wie der Ofen von Hasenclever & Helbig, durch die unabhängigen Schlich- oder Erzklein-Röstöfen verdrängt worden. Er soll nach Lunge noch auf französischen Schwefelsäurefabriken in Anwendung stehen.

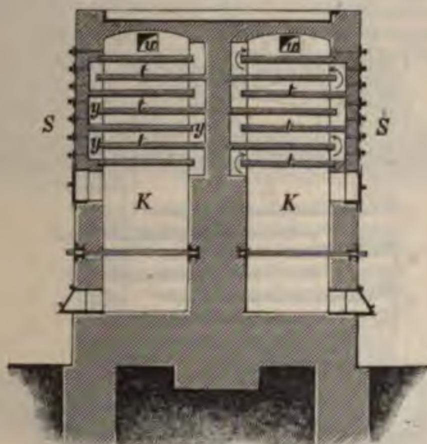


Fig. 32.

Der Ofen von Malétra.

Dieser Ofen ist der beste Ofen für die Abröstung von kupferhaltigem Pyrit, indem er nicht nur eine sehr weitgehende Abröstung (bis auf 1% Schwefel) ermöglicht, sondern auch die Röstung von Erzen in Graupenform gestattet. Derselbe ist von Juhel, dem Director der Schwefelsäurefabrik von Malétra in Rouen, erfunden worden und beruht auf dem Gedanken, dass die Abröstung von pulverförmigen Erzen in einem mit Platten ausgesetzten Schachtofen auch ohne die Anwendung fremder Hitze (wie beim Ollivier-Perret- und Hasenclever-Ofen) möglich ist. Der Ofen ist desshalb nichts anderes als ein mit horizontalen Thonplatten ausgesetzter Schacht ohne Kiesbrenner. Die Thonplatten liegen in gewissen Abständen so übereinander, dass das Erzklein, welches auf der obersten Platte aufgegeben wird, über die sämmtlichen Platten wandern und von der unter-

sten Platte in abgeröstetem Zustande abgezogen werden kann. Zu Anfang des Betriebes wird der Ofen durch Verbrennen von fremdem Brennstoff in Glut gebracht und dann mit Erzklein besetzt. Die so eingeleitete Röstung schreitet dann von selbst fort, indem die bei der Oxydation der Schwefelmetalle erzeugte Wärmemenge zur Unterhaltung der Rösttemperatur genügt. Zweckmässig giebt man jeder Platte eine besondere Thüre zur Bedienung derselben.

Die Einrichtung dieses von Schaffner in Aussig verbesserten Ofens, wie er in Aussig zur Abröstung von kupferhaltigen Pyriten angewendet wird, ist aus den nachstehenden Figuren 33, 34, 35, 36 und 37 ersichtlich. S ist der Schacht; tt sind die Thonplatten; a ist der mit einem Fülltrichter versehene senkrechte Canal zum Einführen der zu röstenden Erze auf die

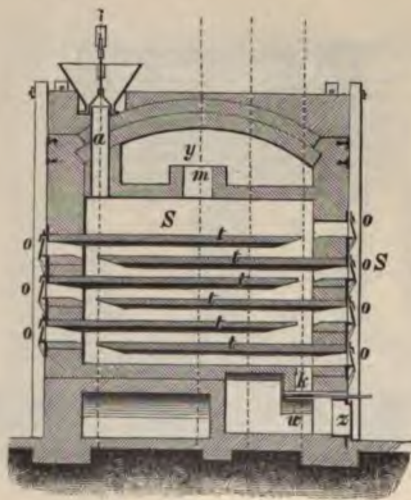


Fig. 33.

oberste Platte; oo sind die den einzelnen Platten entsprechenden Schiebe-Thüren. Die letzteren besitzen abgehobelte Ränder und gleiten mit denselben auf gleichfalls abgehobelten, an die Frontplatten angegossenen Leisten. Diese Thüren werden beim Durchkrählen der Erze und beim Transport derselben von einer Platte auf die andere geöffnet. Das abgeröstete Erz wird durch den senkrechten Canal k in den Raum w gestürzt, aus welchem es durch die Ziehöffnung z ausgezogen wird. Die Röstgase steigen durch je eine Oeffnung m in der Decke der Oefen in den für eine Reihe von Oefen gemeinschaftlichen Canal y, gelangen aus demselben in die Flugstaubkammer f und aus dieser in den Canal p, welcher sie in die Schwefelsäurefabrik führt.

In einem derartigen Malétra-Ofen (d. i. in einem Schacht) röstet man in 24 Stunden 750 kg Schlich und Graupen auf 1—2% Schwefel ab. In 4 zusammengekuppelten Oefen werden in 24 Stunden 3 t Erzklein abgeröstet.

Ein von Jurisch[1]) mitgetheilter Ofen, welcher in Frankreich angewendet wird und daselbst bei vergleichsweisen Prüfungen den Sieg über alle anderen Constructionen des Malétra-Ofens davongetragen haben soll,

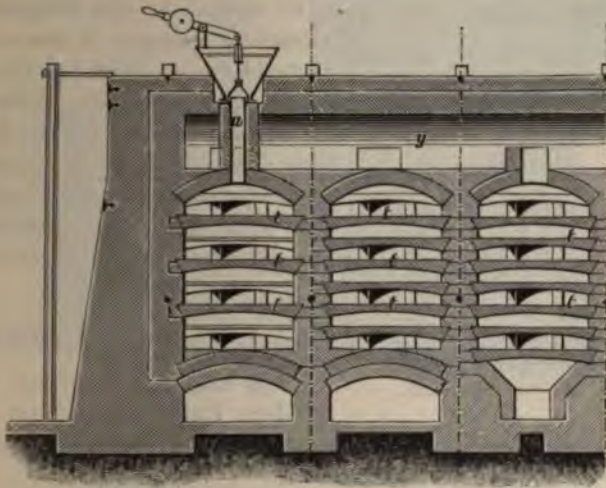


Fig. 34.

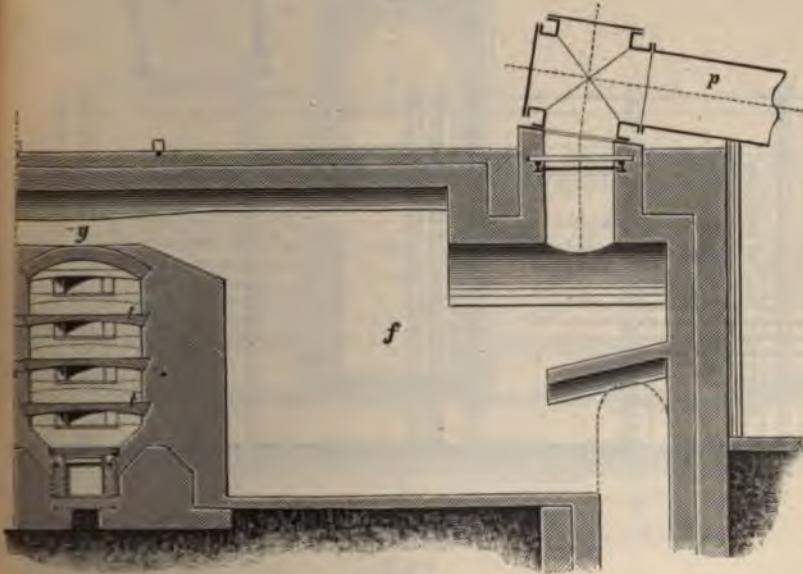


Fig. 35.

ist aus den Figuren 38 und 39 ersichtlich. Bei demselben sind die Platten oben und unten eben und werden in der Mitte unterstützt. Sie sind

[1]) Handbuch der Schwefelsäure-Fabrication. Stuttgart 1893.

65 mm dick, 72 cm lang und 65 cm breit. Während sie an d Längsenden (72 cm) gerade abschneiden, sind sie an den breiten End (65 cm) mit Dichtungsrippen verseh Die Verbindung der Platten ist aus I gur 40 ersichtlich. Die Röstgase von 2 Ofenseiten gelangen in den weiten Flugstaubkammer dienenden Canal z u dann in den Canal y. Die Hinterseite einer Ofenseite wird durch die Wand d Canals z gebildet. Die so geschlossen Hinterseiten haben sich besser bewäl als die früher angewendeten frei stehend Hinterseiten (wie bei dem Schaffner'-sch Ofen), weil bei den letzteren der Of sich sehr empfindlich gegen Luftzug g zeigt haben und leicht zu viel Luft denselben eingetreten sein soll.

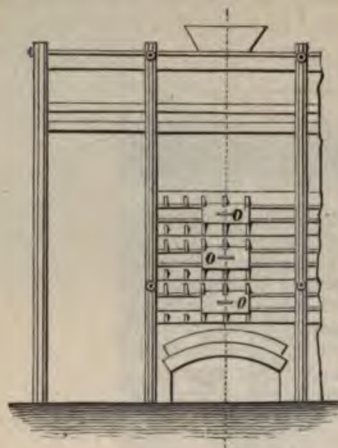


Fig. 36.

Jede Platte des gedachten Ofe hat 3,25 qm Brennfläche, jeder Of

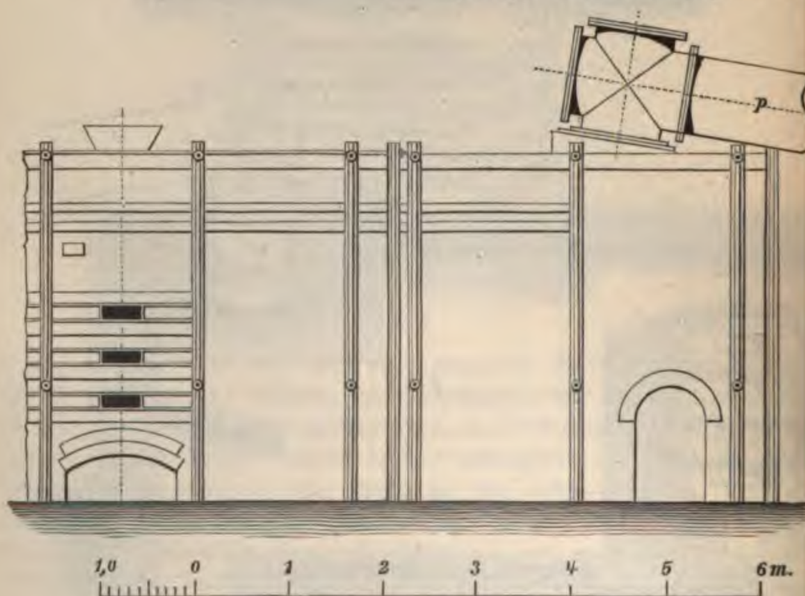


Fig. 37.

19,5 qm. Auf je 1 qm Brennfläche werden in 24 Stunden 30 kg Kies geröstet.

Für nicht sinternde schwefelreiche Erze bildet der Malétra-Ofen d besten Röstofen.

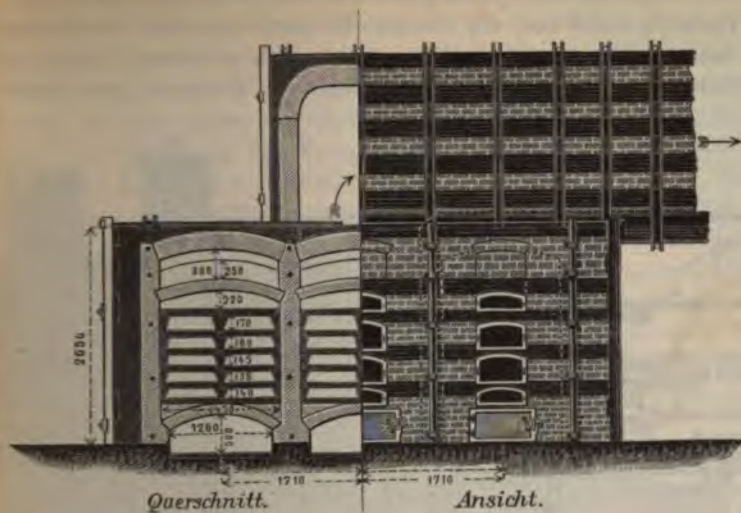


Fig. 38.



Fig. 39.

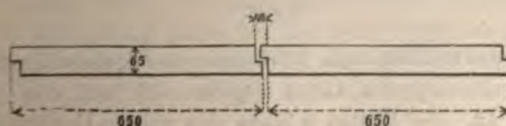


Fig. 40.

Der Spence-Ofen ist ein Malétra-Ofen, bei welchem das Eintragen des Erzes in den Ofen, das Fortschieben desselben über die Platten und das Austragen des gerösteten Erzes automatisch geschieht. Derselbe wird in Ländern mit hohen Arbeitslöhnen, besonders häufig in den Vereinigten

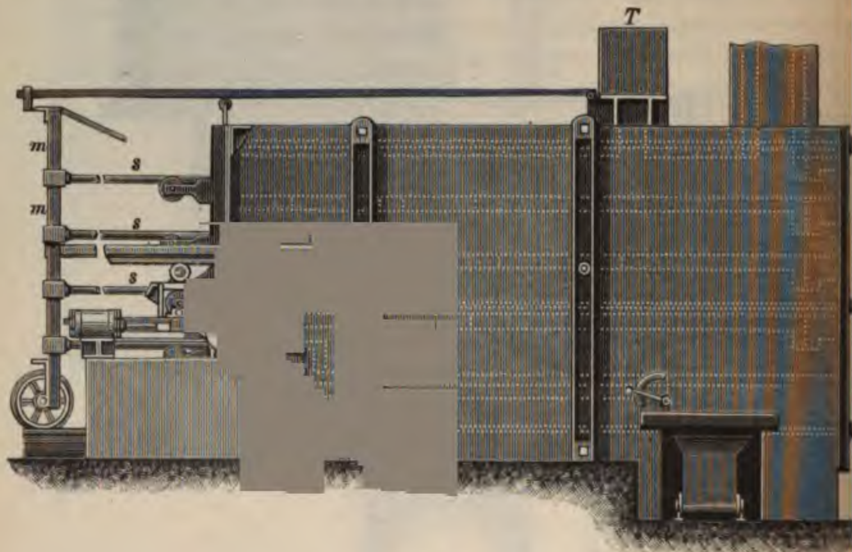


Fig. 41.

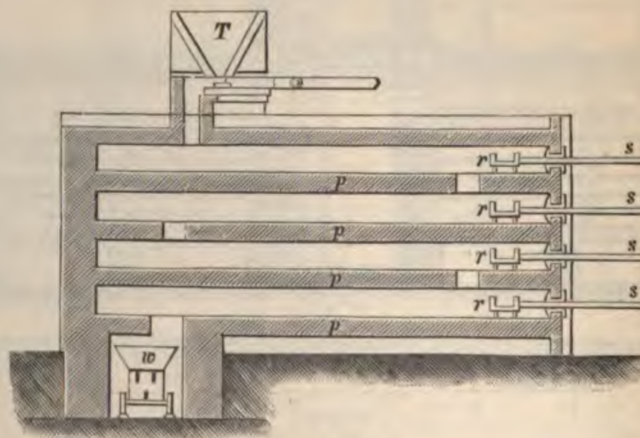


Fig 42.

Staaten von Nord-Amerika, zum Abrösten von kupferhaltigen Pyriten angewendet. Das Princip des Ofens ergiebt sich aus den vorstehenden Figuren 41 und 42. Die Platten p füllen den ganzen Horizontalquerschnitt des Ofens aus, besitzen aber Schlitze, durch welche das Erz von der

oberen Platte auf die nächst untere gestürzt werden kann. Auf jeder Platte befindet sich ein Röstkrähl r, dessen (5—6 m langer) Stiel an einer auf Rädern ruhenden verticalen Stange m befestigt ist. Die letztere wird durch Dampf oder Wasserdruck periodisch vorwärts und rückwärts bewegt, so dass auch der Krähl im Ofen diese Bewegung machen muss. Die Einführung des Erzes in den Ofen geschieht mit Hülfe eines am unteren Ende des Aufgebetrichters T befindlichen Schiebers. Derselbe ist gleichfalls mit der Stange m verbunden und lässt bei seiner Rückwärtsbewegung stets eine kleine Menge Erz in den Ofen fallen. Das Erz wird nun allmählich über die Platten p geschoben und im abgerösteten Zustande in den unter dem Ofen befindlichen Wagen w geschüttet. Der Ofen hat 4 Heerdräume. In der neueren Zeit hat man auch Oefen mit 5 Heerdräumen gebaut. Die Höhe eines Heerdraumes bzw. der Abstand der Platten von einander beträgt gegen 35 cm. Die Fläche des Ofens ist 5 bis 6 m lang und 10,3 m breit.

Auf den Parrot works bei Butte in Montana, wo der Verfasser den Ofen für pyrithaltige Kupfererze mit 35% Schwefel im Betriebe gesehen hat, wurden in 24 Stunden in einem Ofen 5 t Erz abgeröstet.

Die Abröstung kann bis auf 1% Schwefel gebracht werden. Die eisernen Krähle und Stangen hält man mit Erz bedeckt, wodurch die Haltbarkeit derselben vergrössert wird; dieselbe wird auf 2 Jahre angegeben. Die Bedienung des Ofens ist sehr gering, da 2 Arbeiter 6 Doppelöfen bedienen können.

Der Ofen von Mac Dougall.

Dieser Ofen ist, wie der Spence-Ofen, ein Plattenofen, bei welchem die Bewegung der Erze automatisch geschieht. Der Schacht des Ofens hat cylindrische Gestalt und die Platten sind kreisrund. Die letzteren besitzen abwechselnd im Centrum und an der Peripherie Oeffnungen, durch welche das Erz von oben nach unten wandert. Durch den Ofen geht eine senkrechte Welle, an welcher sich den einzelnen Platten entsprechende Krähle befinden. Durch einen Ventilator wird die für die Röstung erforderliche Luft in den Ofen eingeführt. Das zu röstende Erzklein wird durch ein Becherwerk auf die oberste Platte geführt und dann durch die Bewegung der Krähle allmählich auf die unteren Platten gebracht, indem es abwechselnd im Centrum und an der Peripherie derselben herunterfällt. Schliesslich kommt es abgeröstet auf der Sohle des Ofens an. Die Röstgase treten am oberen Ende des Ofens in einen Canal, welcher sie zur Schwefelsäurefabrik führt. Der ursprüngliche Mac Dougall-Ofen, wie er bei Liverpool in Anwendung gestanden hat, aber wegen zu grosser Flugstaubbildung wieder aufgegeben worden ist, ergiebt sich aus den von Lunge[1]) mitgetheilten Figuren 43 und 44. Derselbe stellt einen aus 7 einzelnen

[1]) Handbuch der Soda-Industrie I. Braunschweig 1893.

Ringen zusammengeschraubten gusseisernen Cylinder von 3,50 m Höhe und 1,85 m Durchmesser dar. In demselben sind die aus feuerfesten Steinen hergestellten flachen Gewölbe g bis g_5 angebracht. Durch dieselben hindurch geht die mit den Krählarmen k, k_1, k_2, k_3, k_4, k_5 und k_6 versehene 0,15 m dicke gusseiserne Welle w. Die Gewölbe besitzen abwechselnde Durchbrechungen d im Centrum und p am Rande. Die Durchbrechung im Centrum hat 0,372 m Durchmesser. An den unteren Seiten der Krählarme sind Zinken befestigt, welche über den Gewölben mit centralen Oeffnungen nach dem Centrum zu, über den Gewölben mit Oeffnungen am Rande nach der Peripherie zu gestellt sind. Bei der Bewegung der Welle muss daher das Erzklein abwechselnd durch die Centralöffnungen und die Oeffnungen an der Peripherie hindurchgehen und schliesslich auf der untersten Platte des Ofens ankommen, von wo es in das Rohr x geschoben wird, welches letztere durch einen Schieber u verschlossen gehalten werden kann. Das Erz wird durch ein Becherwerk B auf den Ofen gehoben und auf das oberste Gewölbe g entleert. Von dem Krähl k wird es durch eine Oeffnung im Ofen nach aussen geführt und dann durch den Kolben z gleichmässig auf das zweite Gewölbe g' gedrückt, von wo es seine Wanderung durch den Ofen beginnt. T ist ein Ventilator, welcher dem Ofen die für die Röstung erforderliche Luft zuführt. D ist eine Dampfmaschine, welche den Ventilator, die stehende Welle und das Becherwerk betreibt. Durch das Rohr N treten die Röstgase aus. Durch Mannlöcher O lassen sich schadhafte Theile des Eisenwerks herausnehmen und neue Eisentheile einbringen. In einem derartigen Ofen lassen sich $3^1/_2$ t Erzschlich in 24 Stunden abrösten. Der Brennstoff-Verbrauch zum Betriebe der Dampfmaschine beträgt 4 t Steinkohlen wöchentlich.

Der Mac-Dougall-Ofen bewährt sich gut, sobald die Luft in ruhigem Strome in denselben eingeführt und durch Anbringung geeigneter Flugstaubcanäle für das Auffangen des mitgerissenen Flugstaubs gesorgt wird. Er gestattet eine gute Abröstung und ist mit einer erheblichen Ersparniss an Arbeitslohn verbunden, macht aber zeitweise Reparaturen an den Eisentheilen erforderlich. Einen nach diesem Princip construirten Ofen mit quadratischem Horizontalquerschnitt und 3 übereinander liegenden Kammern hat der Verfasser (1892) auf den Nicholson works bei Brooklyn gesehen, wo er zur Röstung kupferhaltiger Pyrite (5% Kupfer) aus Canada angewendet wird. In einem Ofen werden dort in 24 Stunden $3-3^1/_2$ t Erz auf 3% Schwefel abgeröstet.

Die Röstung in Flammöfen.

Die Flammöfen wendet man grundsätzlich zur Röstung von geschwefelten Kupfererzen an, wenn von einer Verwerthung der Röstgase zur Schwefelsäurefabrication abgesehen werden und eine rasche Ausgewinnung des Kupfers aus den Erzen erfolgen soll. Sie eignen sich für alle Arten

von Kupfererzen. An Kupfer reiche und an Schwefel arme Erze wird man vortheilhafter überhaupt nicht rösten, sondern direct auf Rohstein verschmelzen, ebenso nur geringe Mengen von Schwefelmetallen enthaltende Erze. Mit dem geringsten Aufwand an Brennstoff und am schnellsten lassen sich kupferhaltige Pyrite in Flammöfen abrösten, weil der Brennstoff hier zum Theil durch den Schwefel ersetzt wird.

Die Flammofenröstung verlangt die vorgängige Zerkleinerung der Erze, falls die letzteren nicht schon als Schlich oder Erzklein angeliefert werden. Die für die Röstung am besten geeignete Korngrösse hängt von der Natur der Erze ab und ist für jeden einzelnen Fall durch Versuche festzustellen.

Zum Zwecke einer guten Röstung muss das im Röstofen befindliche Erzpulver mit der atmosphärischen Luft in möglichst innige Berührung gebracht werden. Es wird desshalb entweder mit Hülfe von Handarbeit oder von Maschinenkraft bewegt. Die Arbeitskammer (der Heerdraum) der Flammöfen ist entweder feststehend oder sie wird während des Betriebes theilweise oder ganz bewegt. Wir haben desshalb zu unterscheiden:

1. Feststehende Flammöfen und zwar solche mit Bewegung der Erze durch Handarbeit und solche mit Bewegung der Erze durch Maschinenkraft.
2. Flammöfen mit beweglichem Heerde.
3. Flammöfen mit beweglicher Arbeitskammer (rotirende Cylinder).

Bei niedrigen Arbeitslöhnen liefern gut construirte Flammöfen mit feststehender Arbeitskammer und Handbetrieb günstige Ergebnisse. Bei hohen Arbeitslöhnen werden die feststehenden Flammöfen mit Handbetrieb erheblich durch die feststehenden Flammöfen mit maschinellen Rührvorrichtungen sowohl als durch die rotirenden Cylinder übertroffen.

Die Röstung in feststehenden Flammöfen mit Handbetrieb.

Von den Flammöfen dieser Art kommen für die Röstung von Kupfererzen nur noch die Oefen mit langgestrecktem Heerde und continuirlichem Betriebe, die sogen. Fortschaufelungsöfen in Betracht. Bei denselben wird das Erz an der von der Feuerbrücke am weitesten entfernten Stelle des Ofens aufgegeben und in bestimmten Zwischenräumen portionenweise nach dem heissesten Theile des Ofens zu fortbewegt, bis es schliesslich an der Feuerbrücke in abgeröstetem Zustande ausgezogen wird.

Die früher üblichen kleinen Oefen mit discontinuirlichem Betriebe, in welche die ganze zu röstende Erzmasse auf einmal eingesetzt und aus welchen dieselbe nach beendigter Röstung auch auf einmal herausgezogen wurde, die sogen. „Krählöfen“, sind wegen hoher Arbeitslöhne und hohen Brennstoff-Verbrauchs überall abgeschafft worden und bedürfen daher keiner näheren Betrachtung.

Als Norm gilt der Fortschaufelungsofen mit einem Heerde und Arbeitsöffnungen an beiden langen Seiten desselben. Getrennt über einander liegende Heerde sollten wegen der Schwierigkeit der Arbeit auf dem oberen Heerde nur unter besonderen Verhältnissen (z. B. theurem Grund und Boden, Mangel an Raum) zur Anwendung kommen.

Was nun die Grösse des Heerdes der Fortschaufelungsöfen anbetrifft, so hängt dieselbe wesentlich vom Schwefelgehalte der Beschickung ab. Je grösser der Schwefelgehalt der Erze ist, um so länger können die Oefen sein, da derselbe als Heizmaterial mitwirkt. Erfahrungsmässig geht man nicht über eine Heerdlänge i. L. von 20 m hinaus, da eine grössere Länge ohne Nutzen für den Ausfall der Röstung ist, dagegen Anlagekosten und Arbeitslöhne vergrössert. Die Länge von 19—20 m kann man von den schwefelreichsten Erzen an bis herab zu 25% Schwefel, bei Pyriten sogar bis 20% Schwefel anwenden. Bei Erzen von 20% Schwefel in der Form des Monosulfids genügt ein Heerd von 15 m Länge, von 15% Schwefel ein Heerd von 10—12 m Länge. Die Breite des Heerdes soll man so gross machen, dass die Massen noch bequem durchgekrählt und fortbewegt werden können. Mit der Breite des Heerdes steigt die Leistungsfähigkeit des Ofens. Auf dem europäischen Continente beträgt die Breite des Ofens $2\frac{1}{2}$—$3\frac{1}{2}$ m, in den Vereinigten Staaten ist man dagegen mit gutem Erfolge auf 16 Fuss = 4,88 m Breite des Heerdes im Lichten gegangen. Da sich die Erze bei dieser Heerdbreite noch gut bearbeiten und abrösten lassen, so muss dieselbe als die geeignetste für die Röstung von geschwefelten Kupfererzen betrachtet werden.

Die Zahl der Arbeitsöffnungen an beiden langen Seiten des Heerdes ist nach Möglichkeit zu beschränken, da der Ofen durch dieselben zu stark abgekühlt wird. Erfahrungsmässig soll die Entfernung zwischen den Mittellinien je zweier benachbarten Arbeitsöffnungen nicht über 2,44 m und nicht unter 1,83 m betragen. Auch sollen die Ausladungen des Mauerwerks zwischen je zwei Arbeitsöffnungen möglichst gering sein. Um die Feuerung nach Möglichkeit auszunützen, giebt man wohl dem Heerdgewölbe nach dem Fuchse zu eine gewisse Neigung oder man lässt den Heerd im Ganzen oder in mehreren Terrassen nach dem Fuchse zu ansteigen.

Die Einrichtung eines Fortschaufelungsofens ergiebt sich aus den nachstehenden Figuren 45, 46 und 47. E ist die Erhitzungskammer, f die hohle, durch Luft gekühlte Feuerbrücke, F die Feuerung, H der Heerd. Die Erze werden durch die verschliessbare Oeffnung a in der Nähe des Fuchses in die Erhitzungskammer eingelassen und allmählich bis zur Feuerbrücke fortgeschaufelt. Hier werden sie durch senkrechte Canäle d in einen unter dem Heerde befindlichen Raum entleert. m m sind die Arbeitsöffnungen. Die Feuergase durchziehen die Erhitzungskammer in ihrer ganzen Länge und treten dann durch den Fuchscanal z in zwei über dem Gewölbe der Kammer und Rostfeuerung hinlaufende Canäle

bb, aus welchen sie durch den Canal c in die Esse gelangen. In dem Maasse wie das fertige Röstgut aus der Kammer entfernt wird, schiebt man die vor den einzelnen Arbeitsöffnungen befindlichen Theile der Röstmasse vor und bringt eine frische Röstpost vor die beiden ersten Arbeitsöffnungen.

Die Einrichtung eines neueren, in den Vereinigten Staaten gebräuchlichen Fortschaufelungsofens mit terrassenförmigem, 19,52 m langem und 4,88 m breitem Heerde ergiebt sich aus den nachstehenden Figuren 48, 49 und 50.

Die Menge des Erzes, welche in einer bestimmten Zeit in einem solchen Ofen abgeröstet werden kann, hängt von dem Fassungsraum des-



Fig. 45.

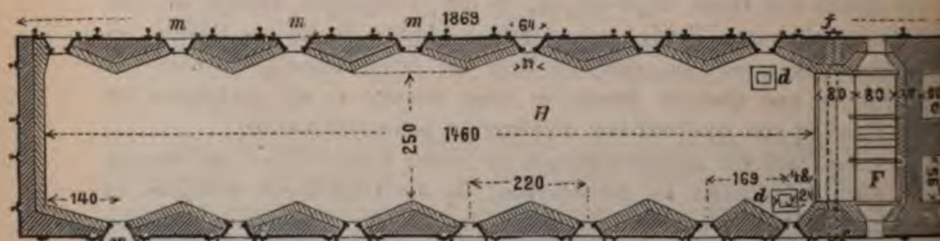


Fig. 46.

selben und von dem Schwefelgehalte des Erzes ab. Schwefelreiche, pyrithaltige Erze rösten schneller ab als schwefelarme Erze.



Fig. 47.

In einem grossen amerikanischen Ofen, wie er oben abgebildet ist, röstet man in 24 Stunden gegen 12 t pyritisches Erz von hohem Schwefelgehalte bei einem Verbrauch von 1 t Kohle bzw. 2 cords weichem Holz und 4 Mann Bedienung (je 2 Mann in 12 Stunden) resp. noch $^1/_4$ Mann in einer sechsstündigen Schicht mehr für Heranfahren des Erzes und Einschütten desselben in den Aufgebetrichter. Die Gesammtmenge des Erzes, welches im Ofen befindlich ist, beträgt 8 t bzw. 2 t auf jeder der 4 Heerdterrassen. Alle 4 Stunden wird $^1/_4$ der Ladung aus dem Ofen entleert, so dass das Erz im Ganzen 16 Stunden im Ofen verbleibt.

Auf den Parrot works bei Butte in Montana wurden zur Zeit der Anwesenheit des Verfassers daselbst in einem Fortschaufelungsofen der gedachten Art in 24 Stunden 10 t Erz von 35% Schwefel auf 7% Schwefel gebracht bei 2 Arbeitern Belegschaft in 12 Stunden und einem Brennstoffaufwande von $2\,^1/_4$ cord Holz.

Auf dem Hüttenwerke zu Oker wurden in einem 16 m langen und 3,4 m breiten Fortschaufelungsofen 4 t Kupfererze von 20 auf 8% Schwefel abgeröstet bei einem Brennstoffaufwand von 30% Kohle vom Erzgewicht.

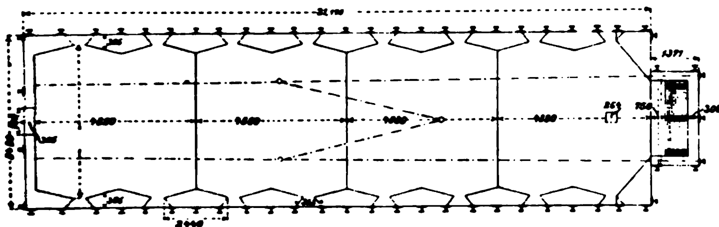


Fig. 48.

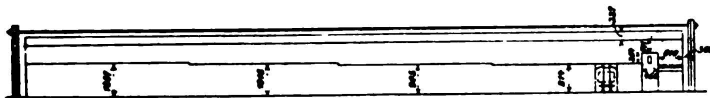


Fig. 49.

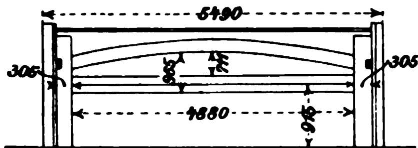


Fig. 50.

Ueber den Grad der Abröstung verschiedener Sorten geschwefelter Kupfererze in Fortschaufelungsöfen sind von Peters, Talbot und Ames Ermittelungen gemacht worden, welche in der nachstehenden Tabelle zusammengestellt sind.

No. der Probe.	Kupfergehalt	Schwefel	Gewichtsverlust beim Rösten	Kupfergehalt im gerösteten Erz				Schwefelgehalt im gerösteten Erz	Dauer der Röstung	Art des Erzes
				als Oxyd	als Sulphat	als Sulphid	Totaler Kupfergehalt			
	Procent	Procent	Procent						Stunden	
1	7,6	37,0	14,5	3,65	3,25	1,65	8,55	6,41	16	Pyritisches Erz
2	7,6	39	11,3	2,27	3,10	2,80	8,17	11,30	12	desgl.
3	16,4	31	6,4	7,30	3,44	6,80	17,34	8,20	18	Buntkupfererz mit Pyrit und Zinkblende
4	16,4	31	9,5	12,80	2,80	2,10	17,70	4,60	24	

Der durch die Entfernung des Schwefels herbeigeführte Gewichtsverlust wird zum Theil durch die Verwandlung der Schwefelmetalle in Oxyde und Sulfate ausgeglichen.

Die Röstung in feststehenden Flammöfen mit Hülfe von Maschinenkraft.

Von den feststehenden Flammöfen, bei welchen die Bewegung des Erzes mit Hülfe von Maschinenkraft erfolgt, sind für Kupfererze zu nennen der Ofen von O'Harra, verbessert durch Allen-Brown, ferner der Ofen von Parkes.

Der Ofen von Stetefedt, ein Schachtflammofen, in welchen das pulverförmige Erz durch eine mechanische Füttervorrichtung aufgegeben wird und dann frei im Schachte herabfällt, hat sich ausgezeichnet für die chlorirende Röstung von Silbererzen bewährt. Für die oxydirende Röstung von Kupfererzen hat er dagegen bislang noch keine Anwendung gefunden.

Der Ofen von O'Harra

ist von den Flammöfen zur Röstung von Kupfererzen gegenwärtig der leistungsfähigste, indem er im Stande ist, in 24 Stunden gegen 30 t Kupfererze abzurösten.

Derselbe stellt einen Heerdflammofen mit zwei übereinander liegenden Heerden dar, über welche in bestimmten Abständen von einander an zwei Ketten ohne Ende befindliche Röstkräble geführt werden. Die letzteren, welche je die Hälfte der Heerdbreite einnehmen, bewirken nicht nur das Durchrühren der Massen, sondern führen dieselben auch langsam über beide Heerde und tragen sie am Ende des unteren Heerdes aus. Die Räder, auf welchen die Ketten ohne Ende laufen, befinden sich ausserhalb des Ofens. Um die Krählvorrichtungen — es sind in Gestalt eines Pfluges stehende Platten von Eisenblech — über beide Heerde führen zu können, sind die letzteren an ihren schmalen Seiten bzw. an ihren beiden Enden mit beweglichen Thüren aus Eisenblech versehen, welche beim jedesmaligen Durchgange eines Krähls durch den letzteren geöffnet werden und dann zurückfallen, um den Ofen zu verschliessen. Die Feuerung geschieht auf seitlich von den Heerden angebrachten Rostfeuerungen, deren Zahl bei grossen Oefen bis 8 beträgt (4 für den unteren Heerd und 4 für den oberen Heerd). Die Füchse befinden sich gleichfalls zur Seite der Heerde. Die Luftzuführung erfolgt durch seitliche verschliessbare Oeffnungen in den Heerden.

Bei dem älteren O'Harra-Ofen, welcher in der nachstehenden Fig. 51 dargestellt ist, laufen die Ketten in Längsrinnen des Heerdes. Hierdurch wurde indess in Folge der Berührung des Eisens mit den glühenden Schwefelmetallen und der Reibung der letzteren an den Kettengliedern eine rasche Abnutzung der Kette hervorgerufen und der Betrieb erheblich ver-

theuert. Bei den neuen, von Brown-Allen verbesserten Oefen dieser Art, wie sie von der Maschinenfabrik Fraser & Chalmers in Chicago gebaut werden, laufen die Ketten ohne Ende nicht mehr auf den Heerden, sondern zu beiden Seiten derselben in Längscanälen. In diesen Canälen befinden sich Schienengeleise, auf welchen kleine, mit den Ketten verbundene

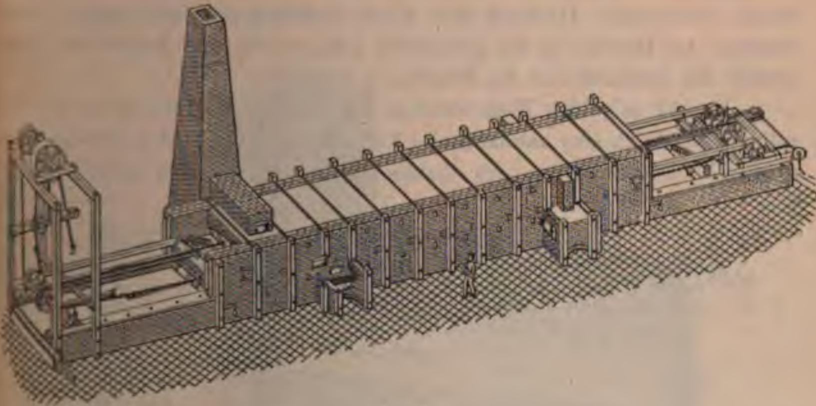


Fig. 51.



Fig. 52.

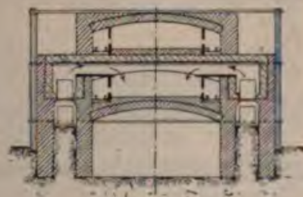


Fig. 53.

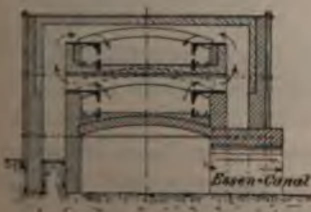


Fig. 54.

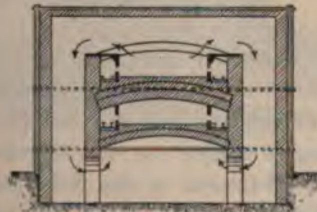


Fig. 55.

Wagen laufen. Die Canäle besitzen in der dem Heerde zugekehrten langen Seite einen Schlitz. Die pflugartigen Krählvorrichtungen, welche je eine ... des Heerdes bestreichen, sind durch eine Eisenstange mit den ge- ... Wagen verbunden. Diese Verbindung sowohl wie die Bewegung ...ch den Ofen ist durch den gedachten Schlitz ermöglicht.

Die Einrichtung des O'Harra-Brown-Allen-Ofens, wie ihn der Verfasser in Montana (Butte) und auf den Argo works (Colorado) in Anwendung gesehen hat, ist aus den Figuren 52 bis 58 ersichtlich. Fig. 52 zeigt die beiden Längscanäle an den langen Seiten jedes Heerdes, die Wagen in demselben und die mit den letzteren verbundenen Krählvorrichtungen. Auch ist aus derselben die Zuführung der Luft zu den Erzen ersichtlich. Dieselbe tritt durch Oeffnungen in den langen Seitenwänden der Heerde in die gedachten Längscanäle und durch den Längsschlitz der letzteren auf die Heerde.

Fig. 57 zeigt den Weg, welchen das Erz über die Heerde macht. Dasselbe wird durch eine automatische Aufgebevorrichtung bei A auf den Heerd gebracht, fällt am Ende des oberen Heerdes durch einen Schlitz auf den

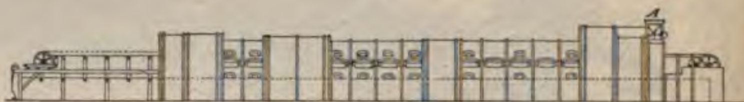


Fig. 56.



Fig. 57.

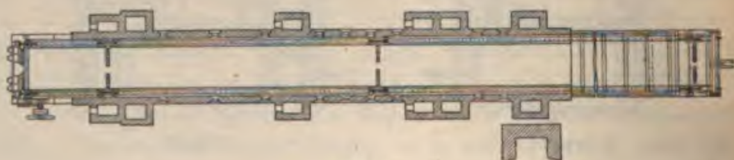


Fig. 58.

unteren Heerd und gelangt von dem letzteren entweder durch einen Schlitz bei B oder durch eine Oeffnung am Ende des Heerdes in einen Wagen. Die Feuerungen sind aus den Figuren 54, 55, 57 und 58 ersichtlich. Die Feuergase ziehen von den Heerden abwärts in eine Flugstaubkammer und aus der letzteren in den Schornstein. Die äussere Ansicht des Ofens ergiebt sich aus der Figur 56.

Die Butte & Boston works in Butte, Montana, welche zur Zeit der Anwesenheit des Verfassers in Butte abgebrannt waren, hatten 8 dieser Oefen mit gutem Erfolge in Betrieb.

Auf den von dem Verfasser besuchten Butte & Montana works in Butte, Montana, werden in einem O'Harra-Ofen, bei welchem die Kette ohne Ende noch auf dem Heerde laufen, von $29\frac{1}{4}$ m Heerdlänge i. L. 2,44 m Heerdbreite i. L. bei 0,1016 m hoher Lage der Erze mit 8 Feue-

ungen (4 für den oberen Heerd, 4 für den unteren Heerd) 25 t Erze in 4 Stunden von 30 % auf 7 % Schwefel bei einem Verbrauche von 2 t Kohlen ohne die Kohlen für den Kraftverbrauch) abgeröstet.

Auf den Argo works in Colorado werden in einem O'Harra-Brown-llen-Ofen in 24 Stunden 30 t Erz von 30 % auf 4 % Schwefel bei 6 t Kohlenverbrauch abgeröstet. Der Ofen hat an jeder langen Seite 4 Treppen-oste. 1 Mann bedient 2 Oefen.

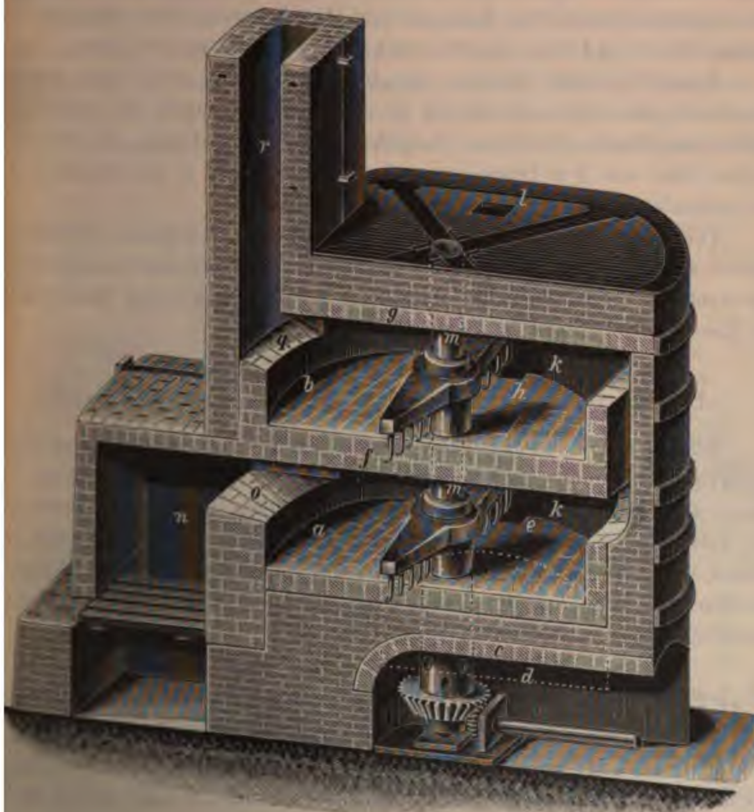


Fig. 59.

Der O'Harra-Ofen ist theuer in der Anlage, hat aber die Vortheile er guten Abröstung, eines hohen Durchsetzquantums und sehr geringer beitslöhne. Bis jetzt ist er mit bestem Erfolge in den Vereinigten Staaten n Nord-Amerika zur Anwendung gelangt.

Der Ofen von Parkes

t ein Flammofen mit zwei über einanderliegenden kreisförmigen Heerden. urch den Ofen geht eine stehende eiserne Welle, an welcher sich Röst-

krähle befinden. Beim Rotiren der Welle werden die beiden Heerde vo den Röstkrählen bestrichen.

Die Einrichtung eines älteren Parkes-Ofens ergiebt sich aus der vor stehenden Figur 59. a ist der untere Heerd, welcher 3,77 m Durchmesse besitzt; b ist der obere Heerd, n die Rostfeuerung (1,26 m lang und breit) o die Feuerbrücke; m ist die Welle mit den Krählen für jeden Heerd; kk sind Arbeitsöffnungen der beiden Heerde. Das Röstgut kann durch einen Canal von dem oberen Heerde auf den unteren Heerd gestürzt werden. Die Feuergase treten von dem unteren Heerde durch einen Canal auf den oberen Heerd und von diesem durch den Fuchs q in die Esse r.

Anstatt zweier Heerde wendet man wohl auch einen einzigen Heerd an und führt vermittelst eines Ventilators durch die hohlen Röst- krähle bzw. durch die Zinken derselben Luft in den Heerd. In einem der- artigen Ofen von 3 m Durchmesser wurden in Eitorf in 24 Stunden 4—5 t Erz abgeröstet.

Die Leistung der O'Harra-Oefen und der rotirenden Cylinder ist grösser als die Leistung der gedachten Oefen. Sie werden desshalb nur da angewendet, wo es sich um eine sehr sorgfältige Röstung handelt (z. B. bei Ziervogel's Prozess in Mansfeld).

Die Röstung in Flammöfen mit beweglichem Heerd.

Röstöfen mit beweglichem Heerde und feststehenden oder beweg- lichen Krählen finden wegen der verhältnissmässig geringen Leistung der- selben zum oxydirenden Rösten von Kupfererzen nur selten Anwendung. Der Röstofen von Brunton (s. Allgem. Hüttenkunde Seite 432) wird zum Rösten von Arsenikkies enthaltenden Zinnerzen, der Ofen von Gibbs und Gelstharp (s. Allgem. Hüttenkunde Seite 433) zum chlorirenden Rösten von kupferhaltigen Kiesabbränden benutzt.

Die Röstung in Flammöfen mit beweglicher Arbeitskammer.

Die Röstöfen dieser Art sind rotirende Cylinder, welche entweder intermittirend oder continuirlich arbeiten. Diese Oefen gestatten eine gute Abröstung, arbeiten mit mässigem Brennstoffverbrauch und erfordern sehr geringe Arbeitslöhne. Der Brennstoffverbrauch ist um so geringer, je reicher die Erze an Schwefel sind. Sie finden vortheilhafte Anwendung in Gegenden mit hohen Arbeitslöhnen, wie Nord-Amerika und Australien. Auch in England stehen sie in Anwendung.

Der Typus der Oefen mit intermittirendem Betrieb ist der Brückner- Ofen, welchen der Verfasser auf den Anaconda works in Montana, wo 180 derartiger Oefen in Anwendung stehen, im Betriebe gesehen hat.

Die Einrichtung eines derartigen Ofens ergiebt sich aus den nach- stehenden Figuren 60 und 61. A ist der rotirende schmiedeeiserne, im In mit einer Lage feuerfester Steine ausgefütterte Cylinder, welcher dur

Räder G und H in Rotation versetzt wird. B ist die Feuerung, D der Fuchs und C der gleichzeitig als Flugstaubkammer dienende Fuchscanal. FF sind Aufgebetrichter, durch welche der Einsatz nach Oeffnung der Thüren EE auf einmal in den Cylinder eingelassen wird. Die gerösteten Erze werden nach Beendigung der Röstung durch die Thüren EE in die Wagen JJ gestürzt.

Die Brückner-Cylinder in Anaconda, welche von der Firma Fraser & Chalmers in Chicago gebaut sind, besitzen eine Länge von 5,642 m, einen Durchmesser i. L. von 2,502 m. Die Drehung der Cylinder erfolgt lediglich durch die Reibung der Gleiträder an den Laufkränzen der ersteren. Zum Betriebe je eines Ofens sind an motorischer Kraft 2 Pferdekraft erforderlich. In 16 Stunden werden in einem Ofen 12 t Kupfererze von 38% Schwefel auf 9% Schwefel, entsprechend 16 t in 24 Stunden abge-

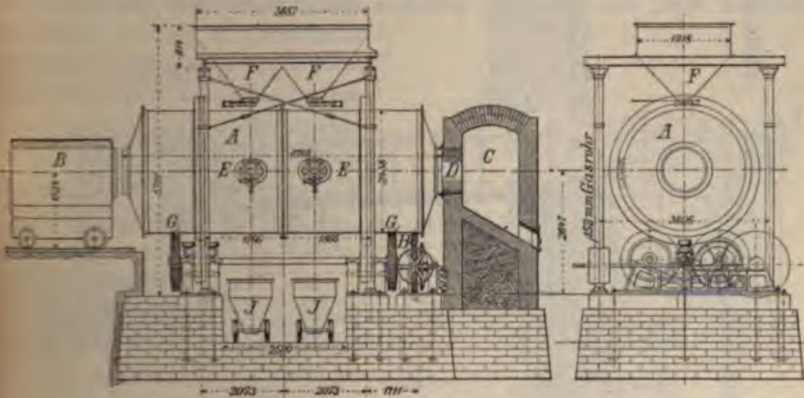


Fig. 60. Fig. 61.

röstet bei einem Holzverbrauche von $1^3/_4$ cord. (1 cord = 128 engl. Cub.-Fuss). Auf 9 Oefen sind in der Schicht 6 Arbeiter erforderlich. Je 60 Oefen befinden sich in Anaconda in einer Reihe unter dem nämlichen Dache. Zur Abröstung von 9 t Erz würde höchstens 1 t Kohle erforderlich sein. Hieraus ergiebt sich die Ueberlegenheit der Brückner-Oefen über die Fortschaufelungsöfen mit Handbetrieb bei hohen Arbeitslöhnen und Brennstoffpreisen.

Die Oefen mit continuirlichem Betriebe sind geneigte Cylinder aus Guss- oder Schmiedeeisen, welche mit einer automatischen Fütterungsvorrichtung versehen sind. An dem höheren Ende des Ofens, dem Fuchsende, wird continuirlich Erz aufgegeben, welches durch den sich langsam drehenden Cylinder hindurch wandert und am unteren Ende desselben ausfällt. Dadurch, dass man aus dem feuerfesten Futter des Ofens Längsrippen, welche aus feuerfesten Steinen gebildet sind,

herausstehen lässt, wird die Vertheilung des Erzes im Ofen und dadurch auch die Röstung befördert. Derartige Oefen sind von White, Howell, von Hocking und Oxland angegeben worden und haben hauptsächlich zur chlorirenden Röstung der Silbererze Anwendung gefunden. Aber auch zur oxydirenden Röstung der Kupfererze sind dieselben gut geeignet und zeichnen sich durch gute Abröstung, geringen Brennstoffverbrauch und besonders durch niedrige Arbeitslöhne aus.

Die Einrichtung des White-Röstofens ist aus der Figur 62 ersichtlich. C ist der Cylinder, A die Fütterungsvorrichtung, aus welcher das Erz continuirlich in den Cylinder C gelangt. Aus dem letzteren fällt es bei D aus und gelangt in den Wagen H. Die Feuerung befindet sich in dem Raume E. Die Feuergase ziehen am oberen Ende des Cylinders in die Flugstaubkammer F und aus dieser in die Esse. Durch aus dem feuerfesten Futter des Ofens hervorstehende Längsrippen von feuerfesten Steinen wird das Erzpulver gehoben und fällt, sobald sein natürlicher

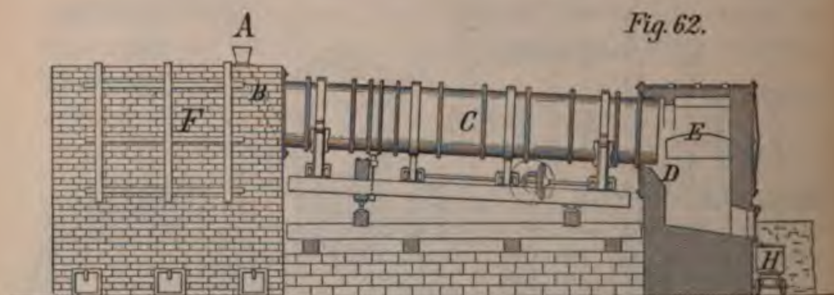


Fig. 62.

Böschungswinkel erreicht ist, durch die Feuergase herab. Die erforderliche Luft kann sowohl durch die Feuerthüre als auch durch besondere Oeffnungen neben derselben eintreten. Der Ofen ist verstellbar, so dass dem Cylinder die für verschiedene Erzsorten erforderliche Neigung gegeben werden kann.

Der Ofen von Hocking-Oxland ist aus der nachstehenden Figur 63 ersichtlich. B ist der Cylinder; A ist die Rostfeuerung, z der Fuchscanal; f ist die Flugstaubkammer. Die Erze werden mit Hülfe einer automatischen Füttervorrichtung durch den Fülltrichter e in den Ofen eingeführt und durch den Schlitz h am unteren Ende des Cylinders in das Gewölbe g ausgetragen. Die Bewegung des Cylinders geschieht durch eine Schnecke, welche in einen am Umfange des Cylinders angebrachten Zahnkranz eingreift. cc sind Gleiträder. Auch dieser Ofen ist verstellbar.

Das Innere eines rotirenden Cylinders mit den hervorstehenden Längsrippen (6 Reihen) aus feuerfesten Steinen ist aus der nachstehenden Figur 64 ersichtlich. a ist das aus Ziegeln hergestellte feuerfeste Futter des Ofens, bbb sind die vorstehenden Ziegelsteinrippen.

Oefen der gedachten Art zur
ng von Kupfererzen hat der
sser auf dem Kupferwerke zu
roo in Süd-Australien im Be-
gesehen. Diese Oefen sind
20 m lang und besitzen einen
messer i. L. (ohne Steinfutter)
1,220 m. Zum Heben des
vers besitzen sie je 8 durch
ste Steine gebildete Längs-
. Die Bewegung derselben
durch eine in den Zahn-
am Umfang derselben ein-
de Schnecke. Ausserdem be-
sie 3 Laufkränze. — In
nden werden 12 t pyritische
erze von 25 auf 4 % Schwefel
stet. Der Brennstoffverbrauch
i beträgt 5 % Steinkohle vom
ht des rohen Erzes. Eben
ss ist der Kraftverbrauch für
röstung der gedachten Erz-
. 1 Arbeiter bedient 2 Oefen
Schicht.

Wie die gedachten Ergebnisse
östung in rotirenden Flamm-
nit continuirlichem Betriebe
en, gestatten dieselben bei
Arbeitslöhnen und Brenn-
eisen gleichfalls erhebliche
nisse gegen die Röstung in
haufelungsöfen mit Hand-
.

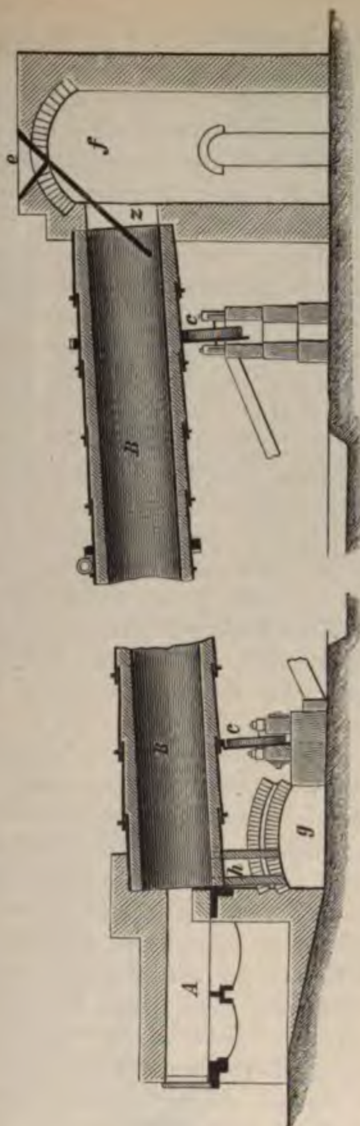


Fig. 63.



Fig. 64.

Röstung in Gefässöfen.

Die Gefässöfen werden ange-
t bei beabsichtigter Gewin-
von Schwefelsäure (bzw. bei ge-
r Unschädlichmachung der Röst-
aus Erzen, welche sich wegen Sin-
Zusammenschmelzens oder Decrepi-
in Schachtöfen nicht abrösten lassen.
Sie haben gegenüber den Schacht-
den Nachtheil, dass sie einen erheb-

eine vorgängige Zerkleinerung ... möfen haben sie den Nachtheil, ... Brennstoffe und Arbeitsaufwand ... mit grossem Vortheil für Erze der ... Gewinnung von Schwefelsäure ... guten Abröstung der Erze ...

... feststehender Arbeitskammer ...

... Lender Arbeitskammer ist der ... Derselbe wird mit gutem Erfolge ... rösten von Kupfererzen angewendet. ... aus mehreren übereinanderliegenden, ... verbundenen Muffeln, welche durch ... werden. Die zu röstenden Körper ... erste Muffel gebracht und in der ... das Röstgut in den Fortschaufelungs... geschoben. Durch einen senkrechten ... sie in eine zweite, unter derselben ... sie wieder in der nämlichen Weise ... noch in eine dritte Muffel zu ge... Muffel wird das Röstgut durch eine ... macht den umgekehrten Weg wie ... von unten nach oben ... auf ... Muffeln ... Die ... Oeffnungen in der Hinter... Sammelcanal ... In der neuesten Zeit hat ... und die Flamme ... lassen. ... R ist ... FF sind die ... Pfeile angedeuteten ... für die Erze ... nach unten ... Oeffnungen ... S, welche ... Ofens beträgt ... Actien-Gesellschaft ... Oberniam ...

... r-Ofen mit ... artige kiesige ... abgeröste...

i einem Brennstoffverbrauch von 30 bzw. 27% Steinkohle vom Gewichte s rohen Erzes. Zur Bedienung erfordert ein Ofen in der Schicht 2 Mann.

In dem Muffelofen von Liebig & Eichhorn sowie in dem Ofen von illo hat man bis jetzt Kupfererze noch nicht abgeröstet, obwohl sich selben hierzu ebenso gut eignen würden wie zum Rösten der Zinkblende, zu sie bis jetzt verwendet werden.

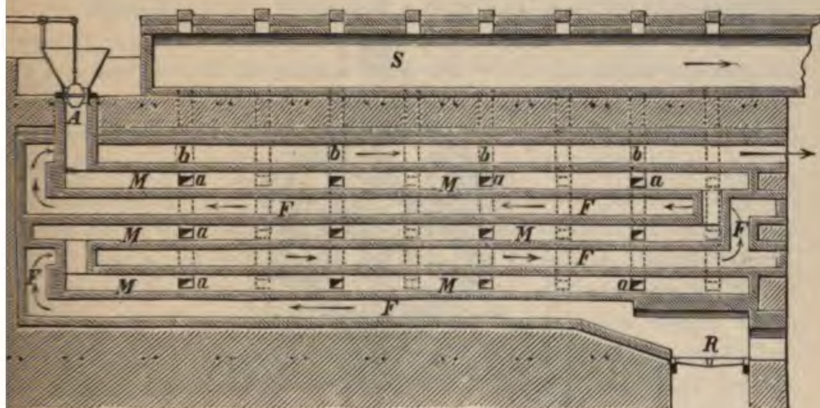


Fig. 65.

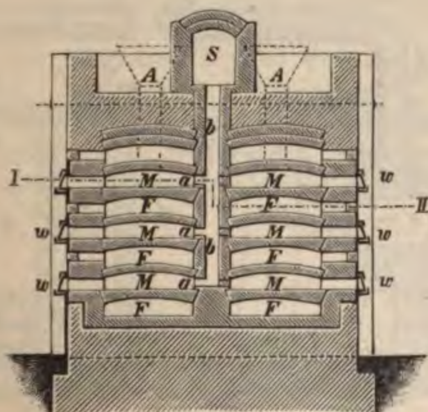


Fig. 66.

Die übrigen Muffelöfen mit festem Heerde bedürfen wegen des mit em Betriebe derselben verbundenen hohen Brennstoffaufganges keiner eiteren Erörterung für die Kupfererzröstung.

Gefässöfen mit rotirender Arbeitskammer haben bis jetzt och keine definitive Anwendung für die Kupfererzröstung gefunden. Der ierfür in Vorschlag gebrachte Ofen ist der Mac Douglas-Ofen. Der-

selbe stellt einen geneigt liegenden rotirenden Cylinder vor, in dessen Mi
ein der Längsaxe desselben parallel laufender Canal aus Gusseisen od
feuerfesten Steinen angebracht ist. Die Feuergase ziehen durch die
Canal, während das pulverförmige Erz in den Raum zwischen diesem Ca
und dem Cylindermantel aufgegeben wird. Da die Erhitzung durch d
Wärmestrahlung von dem Canale aus erfolgt, so werden die Erze oh

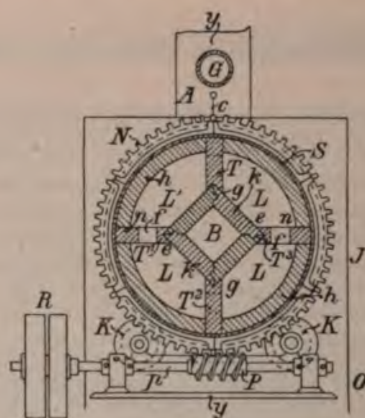


Fig. 67.

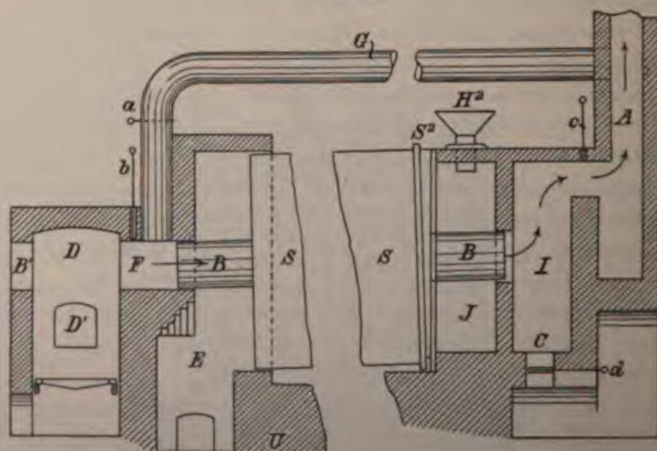


Fig. 68.

Berührung mit den Verbrennungsgasen geröstet und die Röstgase könn
zur Herstellung von Schwefelsäure benutzt werden. Um die Erze heb
und gehörig mit der Luft in Berührung bringen zu können, ist der Ra
zwischen Feuercanal und Cylindermantel durch Längsscheidewän
feuerfesten Ziegeln in 4 Abtheilungen getheilt, welche durc
in diesen Scheidewänden in Verbindung gebracht si

wände werden die Erze gehoben und können durch die Oeffnungen in denselben aus einer Abtheilung in die andere gelangen. An dem oberen Ende des Cylinders werden die Erze durch eine automatische Fütterungsvorrichtung in den Cylinder aufgegeben und fallen am unteren Ende desselben heraus. Der Luftzug kann mit Hülfe von Registern und Seitencanälen so geregelt werden, dass die Hitze immer auf einer bestimmten Höhe bleibt.

Die Einrichtung des Apparates ergiebt sich aus den nachstehenden Figuren 67 und 68. S ist der rotirende geneigte Cylinder, welcher vermittelst Schnecke und Zahnkranz betrieben wird. In demselben befindet sich der mit der Rostfeuerung D verbundene Feuercanal B, welcher letztere durch die Scheidewände T T^1 T^2 T^3 mit dem Cylinder verbunden ist und mit demselben rotirt. Das Futter des Cylinders, die Wände des Feuercanals und die gedachten Längsscheidewände bestehen aus feuerfesten Ziegeln. A ist die Esse, in welche die Feuergase aus dem Canal B hineingelangen. Die Erze werden am oberen Ende des Cylinders durch den Trichter H^2 aufgegeben und fallen am unteren Ende desselben in den Raum E. G ist ein Seitencanal, durch welchen Luft in die Esse geleitet werden kann, wenn der Canal B abgekühlt werden soll. In diesem Falle verschliesst man den Hauptschornsteincanal durch das Register c und öffnet das Register d. Es zieht nun kalte Luft durch den Canal C in den Feuercanal B und aus letzterem durch den Seitencanal G (nach Herausziehen des Registers a) in den Schornstein A. Durch Niederlassen des Registers b werden die Gase der Feuerung abgeschlossen. Durch ein drehbares (auf den Zeichnungen nicht sichtbares) Register wird der Zutritt der Luft zu den Erzen regulirt.

Ueber den definitiven Betrieb und die Anwendung der Röstgase zur Schwefelsäurefabrication liegen, wie erwähnt, Ergebnisse noch nicht vor. Wegen der Originalität der Einrichtung glaubte der Verfasser aber diesen Apparat anführen zu dürfen.

Das Verschmelzen der gerösteten Erze in Schachtöfen auf Kupferstein.

Die gerösteten Kupfererze stellen ein Gemenge von Oxyden, Sulfaten und unzersetzten Schwefelmetallen des Kupfers und Eisens dar, in welchem der grösste Theil des Kupfers noch an Schwefel gebunden ist. Hierzu gesellen sich häufig noch Sulfate, Oxyde und unzersetzte Schwefelmetalle von Zink und Blei, Arsen- und Antimonmetalle, arsensaure und antimonsaure Salze sowie Quarz, Silicate, Calciumsulfat und Baryumsulfat.

Durch das Verschmelzen der Erze mit Kohle und passenden Zuschlägen soll das Eisen nach Möglichkeit verschlackt und das gesammte Kupfer in einem Steine angesammelt werden. Die Verschlackung des

Eisens geschieht durch Reduction des Eisenoxyds zu Eisenoxydul und dessen Bindung an Kieselsäure, sowie durch Zerlegung eines Theiles des Schwefeleisens durch die Oxyde des Kupfers in Gegenwart von Kieselsäure und Kohle.

Die Oxyde und Silicate des Kupfers werden hierbei durch das Schwefeleisen in Schwefelkupfer verwandelt, während eine entsprechende Menge Eisen in Silicat umgesetzt wird. (z. B. $2\,Cu\,O + 2\,Fe\,S + Si\,O_2 + C = Cu_2\,S + Fe\,S + Fe\,Si\,O_3$ oder $4\,Cu\,O + 3\,Fe\,S + Si\,O_2 + 2\,C = 2\,Cu_2\,S + Fe\,S + Fe_2\,Si\,O_4$.)

Ein Theil der Oxyde des Kupfers wird durch Kohlenoxyd und Kohle zu metallischem Kupfer reducirt, welches letztere sich auf Kosten des Schwefels eines Theils des Schwefeleisens in Schwefelkupfer verwandelt. Das Eisen wird hierbei entweder metallisch ausgeschieden ($2\,Cu + Fe\,S = Cu_2\,S + Fe$) oder kann auch möglicherweise auf eine niedrigere Schwefelungsstufe gebracht werden ($2\,Cu + 2\,Fe\,S = Cu_2\,S + Fe_2\,S$). Die Existenz des Halbschwefeleisens ($Fe_2\,S$) ist indess bis jetzt noch nicht nachgewiesen. Bis zum Nachweise der Existenz dieser Verbindung nimmt man daher am besten an, dass das Eisen durch das Kupfer aus dem Einfach-Schwefeleisen als Metall ausgeschieden wird. Das letztere wird, wie mit Sicherheit nachgewiesen ist, vom Stein aufgelöst. Auch ist es möglich, dass durch das metallische Eisen ein Theil Eisenoxyd zu Oxydul reducirt und verschlackt wird ($Fe_2\,O_3 + Fe = 3\,Fe\,O$). Kupfersulfat wird zu Schwefelkupfer reducirt. Ausser den gedachten Hauptreactionen finden auch noch in einem geringen Maasse als Nebenreactionen die Vorgänge beim englischen Prozess der Kupfergewinnung, nämlich die Einwirkung der Oxyde des Kupfers auf Schwefelkupfer und Schwefeleisen statt.

Das gesammte Schwefelkupfer bildet mit dem unzersetzt gebliebenen Schwefeleisen und dem in den gerösteten Erzen vorhanden gewesenen Schwefelkupfer den Kupferstein. Solange eine hinreichende Menge von Schwefeleisen vorhanden ist, kann kein Kupfer als Silicat in der Schlacke bleiben, weil sich das letztere mit Schwefeleisen in Schwefelkupfer und Eisensilicat umsetzt.

Von den Beimengungen der Kupfererze wird das Zinkoxyd theils zu Zink reducirt und verflüchtigt, theils wird es in die Schlacke geführt. Das Schwefelzink geht theils in den Stein, zum grösseren Theile aber in die Schlacke über. Das Zinksulfat wird theils in Zinkoxyd und Schwefelsäure bzw. Schweflige Säure und Sauerstoff zerlegt, theils wird es zu Schwefelzink reducirt. (Zinkoxyd und Schwefelzink verhalten sich ebenso, wie von beiden bereits in den gerösteten Erzen vorhandenen Körpern dargelegt ist.) Das Blei wird aus dem Oxyd und Sulfat zu Metall bzw. Schwefelblei reducirt und geht in den Stein über. In den Erzen vorhandenes Silber geht gleichfalls in den Stein über.

Die antimon- und arsensauren Salze werden theils zu Antimon- bzw. Arsenmetallen reducirt, theils wird ein Theil Antimon bzw. Arsen aus den-

selben verflüchtigt. (Bei Gegenwart von Schwefelkies wird ein Theil des Arsens aus den Arsenmetallen als Schwefelarsen verflüchtigt.) Die zurückbleibenden Arsen- und Antimonmetalle gehen, wenn sie nur in geringen Mengen vorhanden sind, in den Stein, andernfalls scheiden sie sich als Speise aus. Schwerspath und Gyps werden zu Schwefelbaryum bzw. Schwefelcalcium reducirt und wirken ähnlich wie Schwefeleisen auf die Oxyde und Silicate des Kupfers ein.

Schwerspath, Schwefeleisen und Kieselsäure wirken bei hoher Temperatur auch noch derartig auf einander ein, dass die Kieselsäure aus dem Schwerspath die Schwefelsäure, zerlegt in Schweflige Säure und Sauerstoff, austreibt, welcher letztere das Schwefeleisen zu Schwefliger Säure und Eisenoxydul oxydirt. Baryterde und Eisenoxydul bilden mit der Kieselsäure ein leichtflüssiges Doppelsilicat. Durch Kieselsäure und metallisches Eisen wird der Schwerspath gleichfalls zerlegt, indem sich unter Entwicklung von Schwefliger Säure ein Baryum-Eisen-Silicat bildet.

Quarz und Silicate, welche sich als Beimengungen der Kupfererze finden, werden verschlackt. Zur Schlackenbildung setzt man bei vorwiegend saurer Beschaffenheit der Erze, d. i. bei quarzigen und thonigen Erzen basische Zuschläge zu, besonders eisenhaltige und kalkige Erze sowie basische Schlacken (Schlacken von den Stein- und Rohkupferarbeiten); bei Erzen von basischer Beschaffenheit, wie bei eisenoxydhaltigen Erzen, giebt man quarzige und thonige Erze, saure Schlacken, Thon und Thonschiefer als Zuschlag. Zu stark gerösteten Erzen, welche beim Verschmelzen Schwarzkupfer liefern würden, setzt man ungeröstete Erze zu, während man zu schwach gerösteten Erzen, welche eine grosse Menge armen Steins liefern würden, oxydische oder gesäuerte Erze, sowie Schlacken vom Gaarmachen oder Raffiniren des Kupfers zusetzt.

Den Schwefelgehalt der Beschickung bemisst man auf Grund einer entsprechenden Röstung so, dass ein Stein von 35 bis 50% Kupfer erhalten wird. Unter 35% Kupfergehalt wird die Steinmenge zu gross bzw. wachsen die Kosten der Weiterverarbeitung desselben zu stark. Ueber 50% Kupfergehalt des Steines hinaus wird die Schlacke zu reich an Kupfer und kann nicht mehr abgesetzt werden.

Die beim Schmelzen sich bildende Schlacke soll sich leicht vom Stein trennen, so dass sie keine Theile desselben mechanisch einschliesst und auch kein Kupfer chemisch gebunden hält. Als normale Schlacken sind zwischen den Silicirungsstufen des Singulo- und des Bisilicates liegende, als Base hauptsächlich Eisenoxydul enthaltende Schlacken anzusehen. Bei hohem Eisen- und Zinkgehalte der Erze macht man die Schlacken basischer (Gemenge von Sub- und Singulosilicaten und reine Singulosilicate), während dieselben bei hohem Kieselsäuregehalte der Erze saurer gemacht werden (Bisilicate, Gemenge von Bi- und Trisilicaten). Gemenge von Sub- und Singulosilicaten oder Singulosilicate erzeugt man z. B. aus pyritischen Kupfererzen, deren Hauptbestandtheil nach der Röstung Eisenoxyd ist.

Durch Zusatz von Kieselsäure über dieses Verhältniss hinaus würde man die Schlackenmenge und damit die Kosten des Schmelzens und die Verschlackung von Kupfer vermehren. Die nämlichen Silicirungsstufen erzeugt man bei Anwesenheit von Zink in den Erzen, da basische eisenhaltige Schlacken die Eigenschaft besitzen, Zinkoxyd und Schwefelzink bis zu einem bestimmten Grade aufzulösen, ohne ihre guten Eigenschaften zu verlieren. (Das nicht verschlackte Zinkoxyd wird zu Zink reducirt, welches verflüchtigt und wieder oxydirt wird und sich an den Wänden des Ofens als sog. Ofengalmei ansetzt, wodurch die Schmelzcampagnen stark verkürzt werden.) Grössere Mengen von Schwefelzink bilden mit der Schlacke und einem Theile Kupferstein eine poröse Masse, in Schweden Skumnas genannt, welche sich nur schwierig von ihrem Kupfergehalte befreien lässt. Man sucht daher schon während der Röstung das Schwefelzink nach Möglichkeit in Zinkoxyd zu verwandeln und das basische Zinksulfat, welches im Schachtofen wieder zu Schwefelzink reducirt wird, durch Einmengen von kohlenstoffhaltigen Körpern bei der Röstung in Zinkoxyd, Schweflige Säure und Sauerstoff zu zerlegen.

Bisilicate erzeugt man aus kieselsäurehaltigen Kupfererzen, um an Kosten für die basischen Zuschläge zu sparen, da zur Erzeugung niedriger silicirter Schlacken ganz erhebliche Mengen von Basen erforderlich sind (beim Bisilicat $60\,SiO_2 = 72\,FeO$, beim Singulosilicat $60\,SiO_2 = 144\,FeO$) und die Schlackenmenge entsprechend vergrössert wird.

Gemenge von Bi- und Trisilicaten werden nur ausnahmsweise erzeugt, wie bei dem Schmelzen der Mansfelder Kupferschiefer, welche letzteren die zur Erzeugung derartiger Schlacken erforderlichen Bestandtheile schon enthalten und auch bei ihrem geringen Kupfergehalte (2—3%) einen weiteren Zusatz tauber Massen nicht vertragen würden.

Nun haben ein zu hoher Kieselsäuregehalt der Schlacken sowohl als auch ein zu niedriger Kieselsäure- bzw. ein zu hoher Eisengehalt ihre Nachtheile.

Ein zu hoher Kieselsäuregehalt macht die Schlacke strengflüssig, welche, wenn sie sehr zähe ist, leicht Steintheile mechanisch einschliesst. Besonders aber giebt er bei der erforderlichen hohen Schmelztemperatur der Schlacken Anlass zur Reduction von Eisen. In der nämlichen Weise wie beim Eisenhochofenprozess das Eisen aus Erzen und sogar aus Silicaten reducirt wird, kann auch hier aus einer durch den hohen Kieselsäuregehalt zu schwerschmelzig gemachten Beschickung das Eisen reducirt werden, welches sich entweder in den oberen Theilen des Ofens oder als Sau auf dem Boden desselben festsetzt, in beiden Fällen aber das Einfrieren desselben veranlassen kann. Ferner wird durch einen zu hohen Kieselsäuregehalt der Beschickung der Brennstoffverbrauch erhöht und die Leistungsfähigkeit des Schmelzofens herabgesetzt. An Kupfer arme quarzreiche Erze wird man daher aus diesen Gründen, falls dieselben nicht beim englischen Prozess der Kupfergewinnung Verwendung finden können, vor-

theilhafter auf nassem als auf trockenem Wege zu Gute machen. Liegen nicht ausnahmsweise Verhältnisse vor (wie z. B. bei den erwähnten Mansfelder Kupferschiefern), so wird man erfahrungsmässig den Kieselsäuregehalt der Schlacken nicht über 42% hinausgehen lassen. Schon bei mehr als 36% Kieselsäuregehalt der Schlacke sinkt das tägliche Durchsetzquantum des Ofens, ohne dass aber bis 42% irgendwelche anderweite nachtheilige Einflüsse bemerkbar wären.

Ein zu niedriger Kieselsäuregehalt bzw. ein zu hoher Eisengehalt der Schlacken macht dieselben specifisch schwer, so dass dieselben sich vom Stein schwer trennen und Theile desselben mechanisch einschliessen. Auch greifen diese Schlacken, falls der Schachtofen aus Mauerwerk besteht, in Folge ihrer basischen Beschaffenheit das Mauerwerk an, indem sie die Kieselsäure und die sauren Silicate desselben auflösen. Ferner wird aus diesen Schlacken in Folge ihres hohen Eisengehaltes leicht Eisen reducirt, welches sich als Sau auf dem Boden des Ofens absetzt und dadurch die Schmelz-Campagnen abkürzt. Wenn nun auch ein zu niedriger Kieselsäuregehalt der Schlacken nicht so nachtheilig ist wie ein zu hoher Kieselsäuregehalt derselben, so lässt man denselben doch erfahrungsmässig, nicht gerne unter 24% herabsinken und nimmt als untere Grenze desselben 18% an.

Der zweckmässigste Kieselsäuregehalt der Schlacken liegt hiernach zwischen 24 und 36%.

Als Basen können bis zu einem bestimmten Grade ausser dem Eisenoxydul Kalk, Magnesia und Thonerde vorhanden sein. Indess machen Magnesia und Thonerde die Schlacken schon bei verhältnissmässig geringen Mengen schwerschmelzig, während Kalk in grösseren Mengen in denselben vorhanden sein kann.

Die Zusammensetzung von Schlacken mit verschiedenem Kieselsäuregehalt ergiebt sich aus der nachstehenden Zusammenstellung:

	Oker Subsilicat	Oker Gemenge von Sub- u. Singulosilicat	Röros Singulosilicat
Kieselsäure	21,62	25,24	31,44
Thonerde	5,15	14,00	7,86
Kalkerde	2,57	4,86	—
Magnesia	—	—	4,46
Eisenoxydul	65,62	45,96	55,21
Zinkoxyd	—	6,40	—
Kupferoxydul	2,26	0,3—0,5 Cu	—
Schwefel	2,08	—	—

	Altenau Zwischen Singulo- und Bisilicat	Fahlun Zwischen Singulo- und Bisilicat	Mansfeld Bisilicat	Mansfeld Zwischen Bi- und Trisilicat	Mansfeld Zwischen Bi- und Trisilicat
Kieselsäure	34,67	40,28	48	54,13	57,43
Eisenoxydul . . .	48,25	49,80	5	10,83	7,47
Thonerde	4,38	12,20	15	10,53	7,83
Kalkerde	3,53	—	20	19,41	23,40
Magnesia	—	2,67	5	1,79	0,87
Zinkoxyd	2,89	—	—	—	—
Manganoxydul . .	2,00	—	—	—	—
Bleioxyd	1,07	—	—	—	—
Kupferoxydul . .	—	—	—	2,03	0,30

Die Schachtöfen, in welchen das Verschmelzen der gerösteten Erze geschieht, haben in den letzten 40 Jahren mancherlei Veränderungen erfahren. Von den niedrigen Oefen mit verticaler Begichtung ist man zu höheren Oefen mit horizontaler Begichtung übergegangen. Der quadratische und trapezförmige Horizontalquerschnitt der Oefen ist durch den kreisförmigen, rechteckigen oder elliptischen Horizontalquerschnitt ersetzt worden. Anstatt der Verengerung der Oefen von den Formen nach der Gicht hin hat man eine schwache Erweiterung eintreten lassen oder für die ganze Ofenhöhe den gleichen Horizontalquerschnitt beibehalten. Anstatt der schwer zugänglichen zusammengekuppelten Oefen mit starkem Rauhgemäuer hat man freistehende Oefen mit leicht zugänglichem Gestell und schwachem Rauhgemäuer oder Oefen mit Eisenmantel anstatt des Rauhgemäuers oder Oefen, bei welchen das Mauerwerk durch hohle Eisenwände mit Wassercirculation (Water-jacket-Oefen) ersetzt ist, eingeführt. Die Leistungsfähigkeit der Oefen hat man durch grössere Dimensionen, vergrösserte Zahl der Formen, Steigerung der Windpressung und des Volumens des eingeblasenen Windes zu erhöhen gesucht.

Was nun zuerst die Höhe der Oefen anbetrifft, so hängt dieselbe hauptsächlich von dem Eisengehalte der Beschickung und der Art des Brennstoffes ab. Je höher der Ofen, um so leichter wird Eisen aus der Beschickung reducirt. Man wendet daher für an Eisen reiche Erze niedrigere Oefen an als für an Eisen arme Erze. Bei Anwendung von Holzkohlen sind unter sonstigen gleichen Verhältnissen höhere Oefen anzuwenden als bei Anwendung von Koks, weil sich die Verbrennung bei Holzkohlen stark in die Höhe zieht und daher bei niedrigen Oefen 1 Theil Holzkohlen an der Gicht unnütz verbrennen würde. Bei Erzen, welche grosse Mengen von Zink enthalten, sucht man, falls es nicht gelingt, das gesammte Zink zu verschlacken, einen Theil dieses Metalles zu verflüchtigen und macht daher die Oefen zur Vermeidung der Bildung von Ansätzen in den oberen Theilen derselben nicht zu hoch.

Im Allgemeinen schwankt die Höhe der neueren Oefen von der Hüttensohle bis zur Gichtöffnung zwischen 3 ½ und 9 m.

Die letztere Höhe wird nur ausnahmsweise bei an Kieselsäure und Erden reichen, eisenarmen, schwerschmelzigen Erzen angewendet, bei welchen eine Reduction von Eisen nicht zu befürchten steht, wie bei den Mansfelder Kupferschiefern. Die Entfernung vom Formniveau bis zur Gichtöffnung, welche für die Höhe der Oefen maassgebend ist, beträgt hier gegen 6,5 m. Für basische eisenhaltige Erze (geröstete Pyrite) macht man die Entfernung zwischen Formniveau und Gichtöffnung von 2 $^1/_2$ bis 4 m, z. B. beim Verschmelzen gerösteter kupferhaltiger Pyrite mit 3 bis 4 % Kupfer in den Vereinigten Staaten von Nord-Amerika 3 m. Für Erze von mehr saurer Beschaffenheit geht man für die nämliche Entfernung je nach dem Kieselsäuregehalte derselben auf 4 bis 5 m. In den Vereinigten Staaten von Nord-Amerika geht man bei sauren Erzen nicht gerne über 4 $^1/_2$ m, weil darüber hinaus eine Ausscheidung von Eisen zu befürchten steht.

Bei Anwendung von Holzkohlen sollen nach Bredberg Oefen von mindestens 6,28 m Höhe angewendet werden. (Derartige Oefen standen früher zu Atvidaberg in Schweden in Anwendung.)

Den Horizontalquerschnitt der Oefen macht man gegenwärtig kreisförmig, rechteckig oder oval.

Kreisförmige Oefen können nicht über einen gewissen Durchmesser hinausgehen, indem andernfalls der Wind bei der zulässigen Pressung nicht mehr bis zur Ofenachse vordringen kann. Die Pressung ihrerseits ist wieder von der Schmelzbarkeit und dem Eisengehalte der Erze abhängig. Bei zu starker Windpressung wird Eisen aus den Erzen ausgeschieden und zwar um so mehr, je reicher die Erze an Eisen sind. Bei eisenarmen Erzen kann die Pressung daher eine ziemlich hohe sein und der Durchmesser des Ofens entsprechend wachsen. Indess muss der Durchmesser in der Formebene, und gerade die Grösse der Formebene ist maassgebend für das Durchsetzquantum, bei schwerschmelzigen Erzen, wie es die eisenarmen Erze sind, im Interesse einer vollständigen Schmelzung, nicht zu gross sein. Aus diesem Grunde werden ja die Oefen bei schwer schmelzbaren Erzen nach der Formebene hin stark zusammengezogen. Den grössten Durchmesser von den neueren Rundöfen besitzen die neuen Mansfelder Oefen, welche die schwerschmelzigen eisenarmen Mansfelder Kupferschiefer bei einer Windpressung von 73 bis 110 mm Quecksilber verschmelzen. Der Durchmesser dieser Oefen beträgt im Formniveau 1,60 bis 1,88 m, in der Gichtebene 2,2 m. Das Durchsetzquantum in 24 Stunden schwankt je nach der Windpressung bzw. dem Durchmesser der Formebene zwischen 100 t (bei 73 mm Pressung) und 150 t (bei 110 mm Pressung). Für leichter schmelzbare Erze schwankt die Pressung je nach der Natur derselben zwischen 20 und 40 mm Quecksilbersäule. Man macht für dieselben den Durchmesser in der Formebene, je nach der Natur der Erze von $^3/_4$ bis 1 $^1/_2$ m und lässt ihn nach der Gichtöffnung hin um ein Geringes zunehmen.

So z. B. beträgt der Durchmesser der Rundöfen zu Oker im Unterharz in der Formebene bei 35 mm Quecksilbersäule Windpressung 1,30 m (an der Gicht 1,75 m), der Oefen von Brixlegg in Tyrol in der Formebene 1,2 m (an der Gicht 1,70 m), der amerikanischen Water-jacket-Oefen (bei $^1/_2$ bis $^3/_4$ Pfund Windpressung pro Quadratzoll) in der Formebene = 1,06 bis 1,27 m.

Die rectangulären und ovalen Oefen eignen sich mehr für grosse Production als die runden Oefen, da man bei denselben die Formebene, von deren Flächeninhalt unter sonst gleichen Verhältnissen die Productionsfähigkeit des Ofens abhängt, dadurch vergrössern kann, dass man bei durch die Natur der Erze gegebener Grösse der kurzen Seite des Rechtecks die langen Seiten des letzteren möglichst gross macht. Die Oefen dieser Art, welche in der letzten Zeit in den Vereinigten Staaten von Nord-Amerika mit Vorliebe angewendet werden, haben, abgesehen von den Oefen zum Verschmelzen der Mansfelder Kupferschiefer, in der That das grösste Durchsetzquantum (bis 90 t in 24 Stunden) von allen bis jetzt errichteten Schachtöfen für das Verschmelzen gerösteter eisenhaltiger Kupfererze. Die grösste Länge des Rechteckes i. L. beträgt (bei dem amerikanischen Orford-Ofen) 3,56 m. Die Breite geht nicht viel über 1 m hinaus und beträgt bei dem gedachten Orford-Ofen 1,032 m.

Die Wände des Ofens sind entweder senkrecht (Orford-Ofen) oder divergiren nach oben, in welchem Falle der Ofen in den Raschette-Ofen übergeht. Die Oefen mit rechteckigem Horizontalquerschnitt sind auch als Water-jacket-Oefen gebaut und als solche in den Vereinigten Staaten (Henrich-Ofen) in Anwendung gebracht. Die Water-jackets bestehen entweder aus Gusseisen oder aus Schmiedeeisen. Am besten hat sich in den Vereinigten Staaten Schmiedeeisen bewährt.

Als eine Verbesserung der rechteckigen Oefen hat sich die Abrundung der Ecken derselben erwiesen, in welchem Falle sich die Gestalt der Formebene der Ellipse nähert. Diese Verbesserung ist für gemauerte Oefen zuerst von Skinder in Russland und für Water-jacket-Oefen von Herreshof in Brooklyn, wo der Verfasser derartige Oefen gesehen hat, eingeführt worden.

Der Herreshof-Ofen, welcher sich nach der Gicht hin erweitert, hat den Horizontalquerschnitt eines Rechtecks mit stark abgerundeten Ecken und nach aussen geschweiften langen Seiten. Am Boden ist er i. L. 1,063 m breit und 1,931 m lang, an der Gicht 1,397 m breit und 2,236 m lang. In der Formebene ist er 1,120 m breit und 1,991 m lang. Dieser Ofen, welcher in 24 Stunden gegen 90 t geröstete kupferhaltige Pyrite durchsetzt, ist in seinen Water-jackets länger haltbar als der rechteckige Water-jacket-Ofen.

Die Formen bei den neuen Kupferschmelzöfen sind möglichst symmetrisch an dem Umfange der Formscheibe vertheilt. Bei dem früher üblichen Beschicken in verticalen Säulen und dem damit verbundenen

Nasenschmelzen befanden sich die Formen, gewöhnlich 1 bis 3, in der Hinterwand des Ofens. Bei den neueren Oefen beträgt die Zahl der Formen nicht unter 3 und steigt bis 14. So haben die Oefen zu Oker 5 Formen, die Mansfelder Oefen 6, der Herreshof-Ofen 13 und der Orford-Ofen 14 Formen. Grundsätzlich werden die Formen durch Wasser gekühlt; nur bei dem Skinder- und Orford-Ofen ist dies nicht der Fall.

Die Windpressung beträgt, wie bereits erwähnt, bei den meisten Erzen bei Anwendung von Koks zwischen 20 und 40 mm Quecksilbersäule und geht nur ausnahmsweise (Mansfelder Kupferschiefer) bis 100 mm Quecksilbersäule hinauf. Bei Anwendung von Holzkohlen ist die Pressung niedriger.

Die Erzeugung des Windes geschieht gegenwärtig grundsätzlich durch Blower. In Europa wendet man gewöhnlich Root-blower, in Amerika und Australien Baker-blower an. Nur ausnahmsweise bei hohen Oefen und schwerschmelzigen Erzen bedient man sich der Cylinder-Gebläse (Mansfeld) und Cagniardellen (Mansfeld).

Erwärmter Wind lässt sich nur ausnahmsweise bei schwerschmelzigen eisenarmen Erzen mit Vortheil anwenden, wie beim Verschmelzen der Mansfelder Kupferschiefer, weil andernfalls Eisen aus den Erzen reducirt wird. Der Wind wird in Mansfeld durch die Gichtgase der Kupferschiefer-Schmelzöfen auf 200 bis 300° gebracht.

Was die Zustellung der Kupfererz-Schmelzöfen anbetrifft, so wendet man die Spurofenzustellung sowohl als auch die Tiegelofen- und die Sumpfofenzustellung an.

Die Spurofenzustellung ist vortheilhaft anwendbar beim Verschmelzen stark eisenhaltiger Erze (gerösteter kupferhaltiger Pyrite), bei welchen bei längerem Verweilen der geschmolzenen Massen im Ofen eine Ausscheidung von Eisen und die Bildung von Säuen auf der Sohle desselben zu befürchten ist. Der Nachtheil einer nicht genügenden Trennung des Steins von der Schlacke in den vor dem Ofen angebrachten Sammelgefässen lässt sich dadurch beseitigen, dass man die geschmolzenen Massen aus dem Ofen direct in bedeckte Behälter fliessen lässt, in welchen die Hitze so gross ist, dass die Schlacke und der Stein hinreichend flüssig bleiben, um sich scharf zu trennen. Die Schlacke lässt man durch ein Auge mit Rinne aus diesem Gefäss continuirlich abfliessen, während der Stein entweder periodisch abgestochen wird oder in einem tieferen Niveau als die Schlacke gleichfalls continuirlich abfliesst. — Das continuirliche Abfliessen des Steins erreicht man dadurch, dass man das vor dem Ofen befindliche Sammelgefäss durch eine Scheidewand von feuerfestem Material in zwei Theile theilt und in derselben am Boden eine schlitzförmige Oeffnung anbringt, welche eine Communication zwischen beiden Abtheilungen des Gefässes herstellt. Diese Oeffnung wird so lange ...halten, bis sich die eine Abtheilung des Gefässes, welche ...Verbindung steht, mit Stein gefüllt hat, so dass keine

Schlacke mehr durch die Oeffnung aus der einen Abtheilung in die andere gelangen kann. Die Oeffnung wird alsdann frei gelegt, so dass sich der Stein in beiden Abtheilungen in gleiches Niveau stellt. Durch ein mit Rinne versehenes Auge wird er nun continuirlich aus der zweiten Abtheilung ausfliessen, während aus der ersten Abtheilung die Schlacke in einem höheren Niveau beständig ausfliesst.

Diese Einrichtungen gewähren auch den Vortheil, dass der Gebläsewind nicht durch den Ofen durchblasen kann und der letztere stets heiss und frei von Ansätzen bleibt. Etwaige Eisensauen setzen sich auf dem Boden der Gefässe ab.

Man benutzt diese Einrichtungen, deren Handhabung indess viele Geschicklichkeit und zur Verhütung eines Erstarrens des Auges des Ofens ein grosses Durchsetzquantum des letzteren erfordert, mit vielem Vortheile beim Verschmelzen kupferhaltiger Pyrite in den Vereinigten Staaten. Die erstgedachte Einrichtung ist mit dem Herreshof-Ofen, die zweite mit dem Orford-Ofen verbunden. Sie sind weiter unten bei der Beschreibung dieser Oefen näher erläutert.

Auf dem Continente von Europa wendet man bei Spurofenzustellung entweder sogen. Brillenöfen oder einfache Spurtiegel an, welche beide mit Gestübbe ausgeschlagen sind. Bei kleinem Betriebe wird der Stein nach dem Erkalten der jedesmaligen Oberfläche desselben in Scheiben abgehoben. Bei Oefen mit grossem Durchsetzquantum wird der Stein, sobald der Spurtiegel mit demselben gefüllt ist, abgestochen.

In beiden Fällen ist die Trennung des Steins von der Schlacke weniger vollkommen als bei dem amerikanischen Verfahren; indess lassen sich die Spurtiegel leichter reinigen und repariren als bei den amerikanischen Gefässen.

Die Tiegelöfen sind grundsätzlich anzuwenden, wenn eine Ausscheidung von Eisensauen aus den Erzen und die Bildung von Ansätzen in denselben nicht zu befürchten steht. Sie halten die Hitze zusammen und dadurch die geschmolzenen Massen im Ofen flüssig. Hierdurch wird der Schlacke Gelegenheit gegeben, sich scharf von dem Stein zu trennen. Die Schlacke lässt man entweder continuirlich aus dem Ofen in Schlackentöpfe ausfliessen oder man sticht dieselbe in einem bestimmten Niveau in Zeiträumen von c. 10 Minuten abwechselnd aus zwei Schlackenaugen ab. In diesem letzteren Falle, welcher auf den Werken im Westen der Vereinigten Staaten die Regel bildet, wird die Hitze am besten im Ofen zusammengehalten, und die Schlacke bleibt dünnflüssig und scheidet sich möglichst vollkommen vom Stein. Dabei ist sie so heiss, dass sie in flüssigem Zustande mehrere unter einander befindliche Gefässe durchlaufen kann, in welchen sich etwa mitgerissene Steintheile als König ansetzen können.

Auf den Mansfelder Hütten durchfliesst die Schlacke zwei ander angeordnete Kästen aus Eisen, aus welchen der

bgestochen wird, und gelangt dann in
ichtheile der Tiegelofenzustellung sind
s Durchblasen des Gebläsewindes nach

vendet man an bei stark zinkhaltigen
kungen, welche wegen Ansatzbildung
Theiles des Ofens erforderlich machen.
r Schlacke bei Sumpföfen wegen der
nicht so vollständig erfolgt wie bei
sen der Schlacke durch mehrere Ge-
s Steins) wegen der niedrigeren Tem-
ausführbar ist wie bei Tiegelöfen, so
hen Fällen anwenden, in welchen es
dingt erforderlich ist. Es ist zu be-
in den Tiegelöfen sich Massen ver-
n Ansätze bilden würden. Bei zu
hickungen sind Tiegelöfen wegen der
r. Man wird in diesem Falle wenn
öfen anwenden. Sie haben wie die
ung von Hohlräumen im Sumpfe und
nach dem Abstechen des Steins.
nen bzw. ausfliessenden Stein lässt
le oder in eiserne Formen laufen.
Koks oder Holzkohle. Die Koks
Windpressung als die Holzkohlen.
gleichen Verhältnissen niedriger sein
raucht man je nach der Natur des-

chiedenen, nach den vorstehend dar-
Oefen durch verschiedene Beispiele

Oefen.

ärtig fast allgemein durch die Oefen
ner grösseren Zahl symmetrisch ver-
Sie haben daher zum grössten Theile
llen desshalb nur ganz kurz erwähnt

, von der Hüttensohle aus beschickte
zförmigem Horizontalquerschnitt und
nterwand. Die Satzführung ist säulen-
ist (da sie mit heller Gicht arbeiten)
de, hohen Arbeitslöhnen und grossen
wurden von dem Verfasser

verschiedenen Hüttenwerken in Transkaukasien (Allawerdi bei Ti Kaward und Katar im Karabach) angetroffen. Die Zustellung war Sumpföfen. Die Windzuführung erfolgte hier durch Lederbälge, welc soweit nicht Wasser als motoris Kraft zu Gebote stand, durch Mensch kraft bewegt wurden.

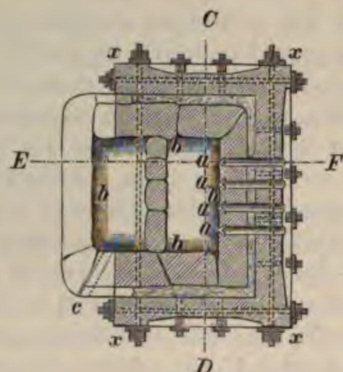


Fig. 69.

Die Suluöfen (unter „Su versteht man in Schweden das du vorhergehendes Rösten zusammen sinterte Erz) standen früher in Sch den (Atvidaberg, Fahlun, Sala) Anwendung. Ein Ofen dieser von Bredberg, wie er früher Atvidaberg angewendet wurde, aus den Figuren 69, 70 und ersichtlich. Der Ofen ist als Sum ofen zugestellt. Der Ofen bes

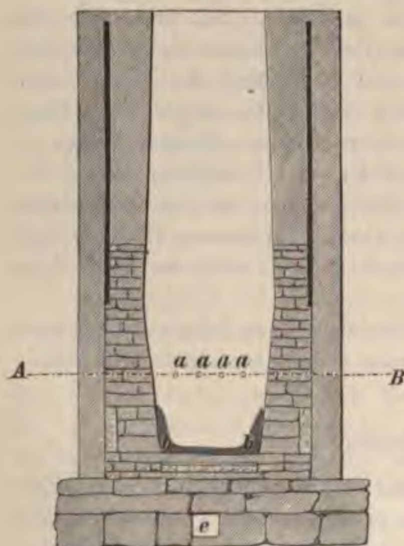


Fig. 70.

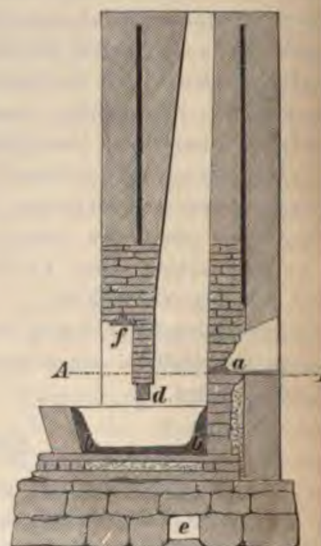


Fig. 71.

Decimeter 10 5 0 1 2 3 4 5 6 7 8 Meter

rechteckigen Horizontalquerschnitt und 4 Formen a in der Hinterwa Er wird mit Holzkohlen betrieben und hat eine Höhe von 7,1 m. Sumpf b ist aus Gestübbe hergestellt. d ist ein Trageisen, auf welch die Ofenbrust ruht. c ist der Stichcanal. Zur Beförderung des glei

ässigen Niedergehens waren die Oefen mit einer gemauerten Scheidewand Schachte versehen. An die Stelle dieser Oefen traten später 5förmige fen mit 3 Formen in der Hinterwand und 1 Form in jeder Seitenwand.

Die alten Unterharzer Oefen besassen eine oder zwei Formen der Hinterwand und waren als Sumpföfen zugestellt. Der Querschnitt r trapezförmig. Die Vorderwand r senkrecht, während die Hinterwand sich der ersteren nach oben zuneigte, so dass der Ofen sich ch oben hin verjüngte.

Die älteren Mansfelder fen zum Verschmelzen der pferschiefer waren sogen. „Kleinen" und sogen. „Grossöfen".

Die Kleinöfen waren als puröfen mit Brillenheerd zugestellt. Die Höhe derselben betrug 39 bis 5,02 m. Der Schacht tte trapezförmigen, nach unten n sich etwas verjüngenden Horiontalquerschnitt. Die Windzuführung erfolgte durch eine Form der Hinterwand. Die Satzführung war säulenförmig.

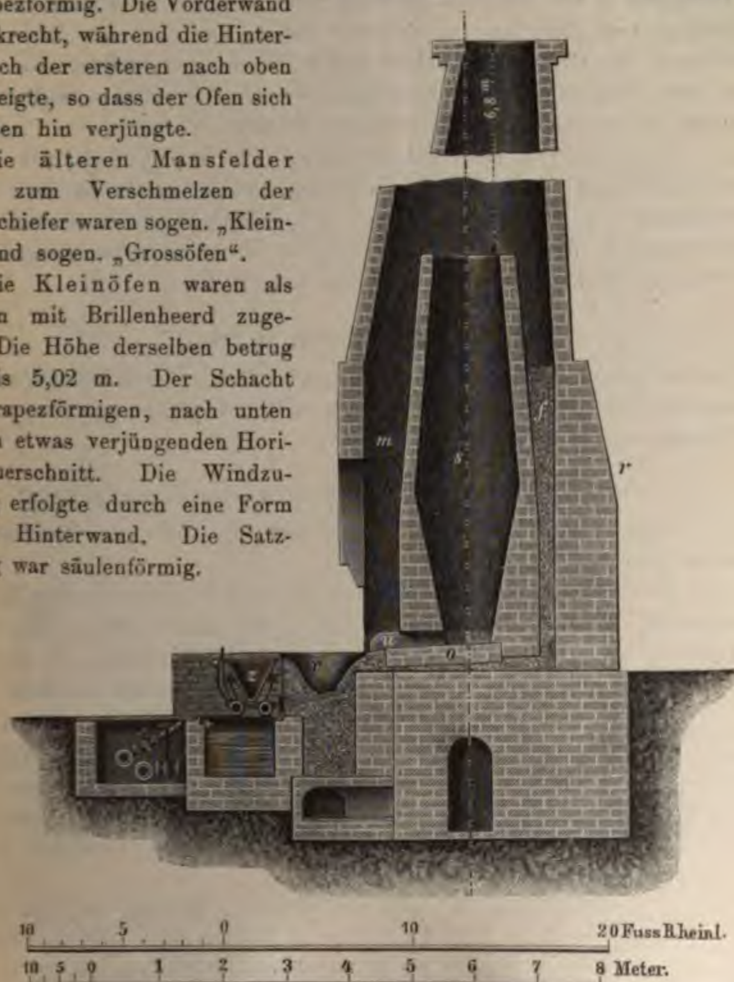


Fig. 72.

Die Grossöfen besassen 5,65 bis 6,28 m Höhe, waren als Spuröfen zugestellt und hatten wie die Eisenhochöfen eine Rast. Die Einrichtung dieser Oefen ergiebt sich aus der vorstehenden Figur 72. Die Zahl der Formen betrug zuerst 2, später 3. Die Satzführung erfolgte in horizontalen Lagen. s ist der innere Schacht, f die sog. Füllung zwischen

Kernschacht und Rauhgemäuer, r das Rauhgemäuer, o der Sohlstein, u der Augenstein, welcher die beiden Augen für den Ausfluss der geschmolzenen Massen trennt, m ein Rauchfang zur Entfernung der Dämpfe von der Arbeitsseite des Ofens, v einer der beiden Vortiegel (Spurtiegel) zum Ansammeln der geschmolzenen Massen. Die Schlacke fliesst aus den Vortiegeln in vor dieselben gestellte Schlackentöpfe z, während der Stein (wie es eine Zeit lang in Mansfeld üblich war, um den Stein für die Röstung in Gerstenhöfer'schen Oefen besser pulverisiren zu können) in einen Granulirbehälter abgestochen wurde. Diese Oefen sind durch die neuen Mansfelder Rundöfen verdrängt worden.

Die älteren russischen Oefen (sibirische Oefen), wie sie z. B. zu Kedabeg im Kaukasus in Anwendung standen, hatten zur Zeit der Anwesenheit des Verfassers daselbst rechteckigen Horizontalquerschnitt und 6 Formen in der Hinterwand. Die Höhe des Ofens betrug 5 m, die lange Seite des Rechtecks 2,3 m, die kurze Seite 0,70 m.

Die neueren Oefen

besitzen runden, rechteckigen oder ovalen Horizontalquerschnitt mit symmetrisch um die Formebene vertheilten Windeinströmungsöffnungen. Die Satzführung ist in horizontalen Lagen.

Oefen mit kreisförmigem Horizontalquerschnitt.

Diese Oefen sind nach dem Muster des Pilz'schen Bleierzschmelzofens gebaut.

Der Ofen zu Oker ist durch die nachstehenden Figuren 73 bis 7[illegible] erläutert. Derselbe ist 6 m hoch, hat an der Sohle 1,25, an den Formen 1,30 und an der Gicht 1,75 m Durchmesser. Die Zustellung ist als Sumpfofen. Derselbe verschmilzt bei einer Windpressung von 35 mm Quecksilbersäule in 24 Stunden 20 t Beschickung bzw. $11\,^1/_4$ t Erz (Gemenge von bleiischen und kiesigen Erzen). Der Koksverbrauch beträgt 33 % vom Erzgewichte bzw. 20 % vom Gewichte der Beschickung.

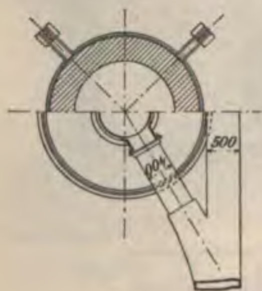


Fig. 75.

Der Ofen zu Brixlegg in Tyrol ist 7 m hoch, hat an der Gicht 1,7, in der Formebene 1,2 m Durchmesser und verschmilzt bei einer Windpressung von 20 bis 22 mm Quecksilber in 24 Stunden 12 t quarzige Kupfererze. Der Koksverbrauch beträgt 35 % vom Erzgewicht (auf die t = 350 kg).

Der Mansfelder Rundofen ist in den nachstehenden Figuren [illegible] und 79 dargestellt. Derselbe ist als Tiegelofen zugestellt. Die absolute Höhe der Mansfelder Oefen ist 7,3 bis 9 m. Die Zahl der Formen ist

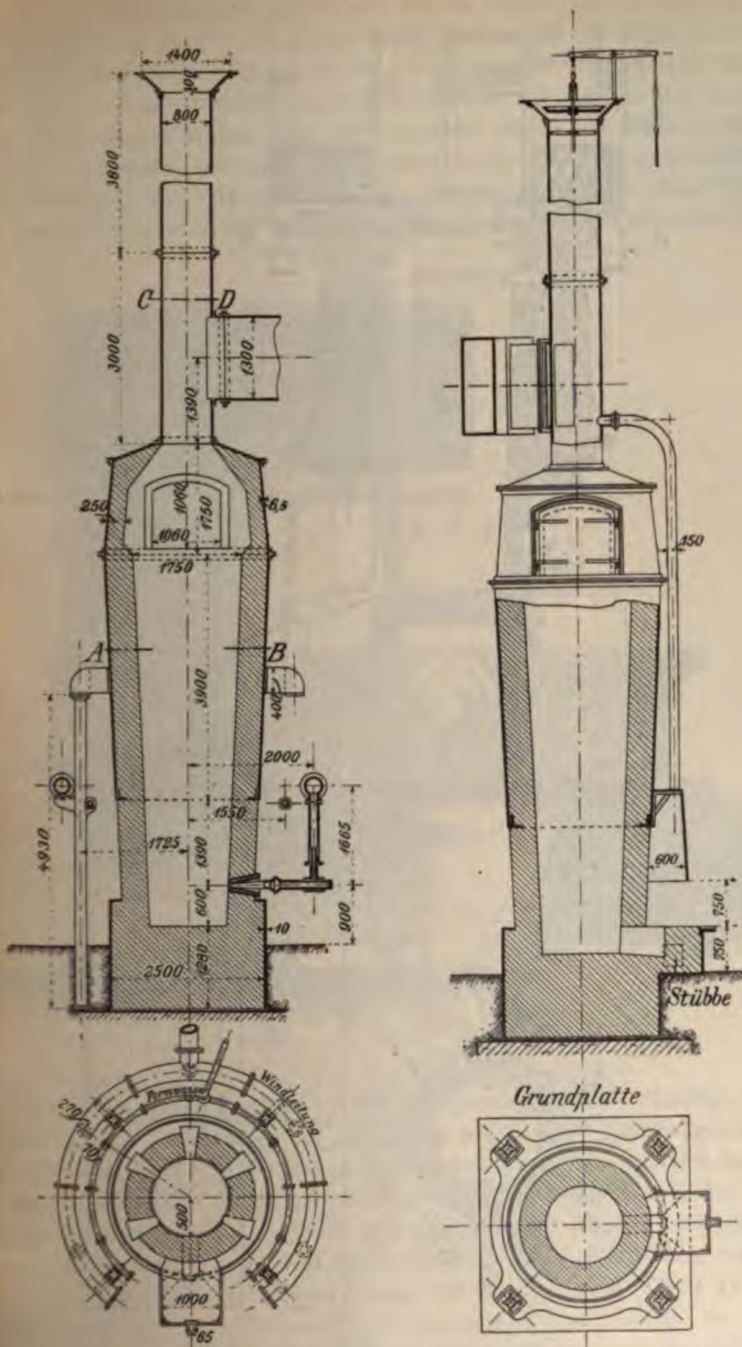


Fig. 73 und 76.

Fig. 74 und 77.

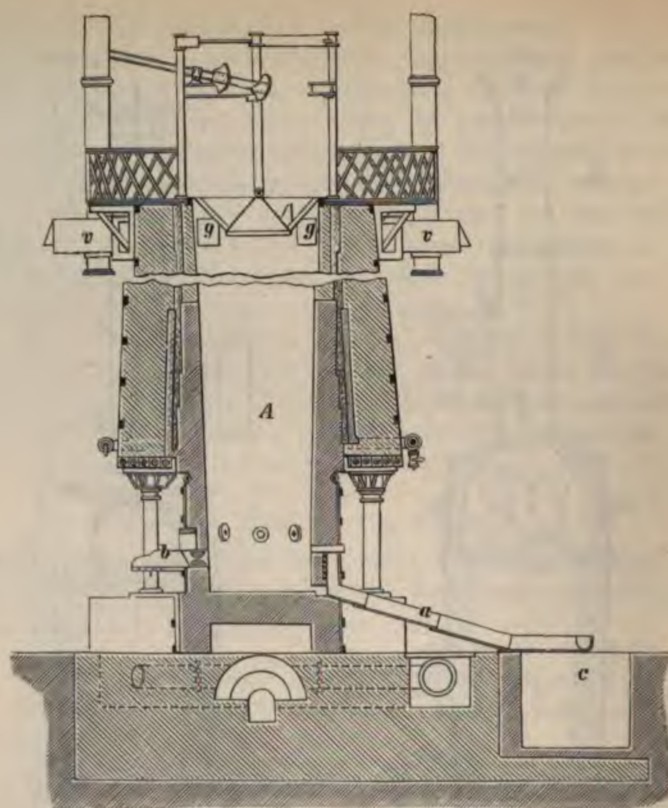
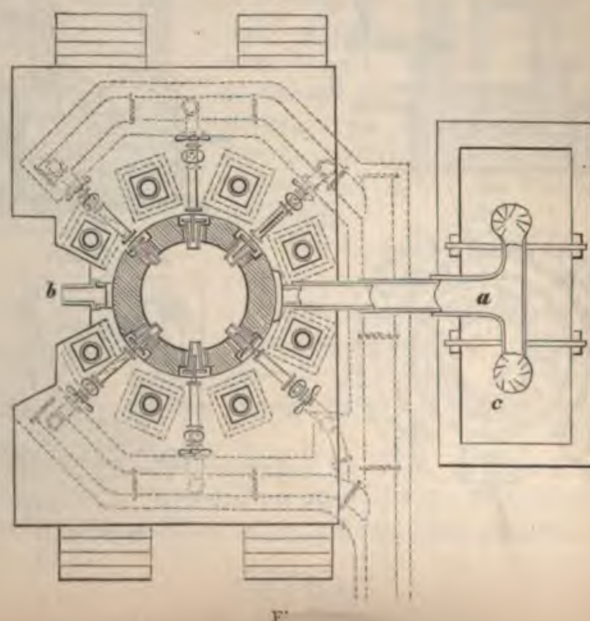


Fig. 78.



bzw. 6. In der Formebene besitzt er 1,60 bis 1,88 m, an der Gicht 2,2 m Durchmesser. A ist der Ofenschacht. Die Formen (in der Figur 6) liegen 1,1 m über dem Bodenstein. b ist die Schlackenrinne. Die Schlacke fliesst erst durch 2 unter einander angeordnete Kästen, aus welchen der von ihr mechanisch eingeschlossene und sich auf dem Boden der Kästen ansammelnde Kupferstein zeitweise abgestochen wird, und dann in fahrbare Schlackentöpfe. Der aus dem Ofen abgestochene Kupferstein fliesst durch die eiserne Rinne a in ein Sandbett. (Früher wurde der Kupferstein gra-

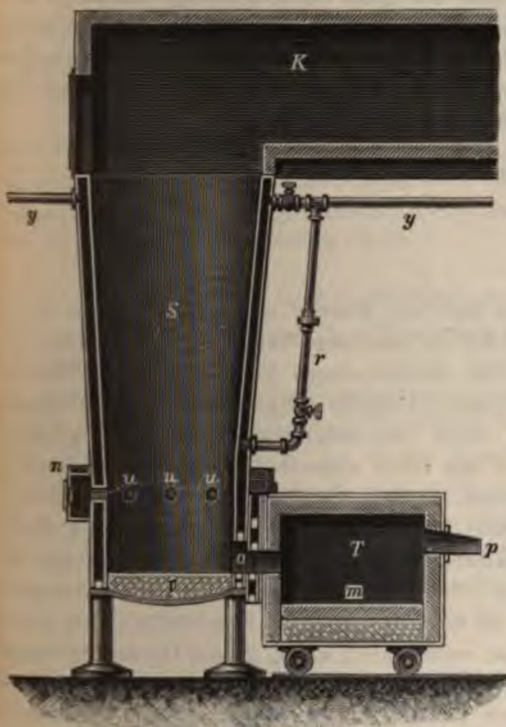


Fig. 80.



Fig. 81.

nulirt und zu diesem Zwecke in den mit Wasser gefüllten Behälter c geleitet.) g sind 4 Gascanäle zur Abführung der Gase in die Abzugsrohre v. Die Gase benutzt man bei einer Anzahl von Oefen zur Erwärmung des Gebläsewindes. Die Aufgebevorrichtung ist ein am unteren Ende cylindrisch gestalteter Kegel, welcher in einem Trichter gehoben und gesenkt werden kann. Die Formen und der Steinabstich sind durch Wasser gekühlt.

In diesen Oefen setzt man je nach der Windpressung (73 bis 110 mm Quecksilber) und der Grösse der Formebene in 24 Stunden bis 165 t Kupferschiefer durch bei 16 % Koksverbrauch vom Gewichte der Schiefer.

Der Water-jacket-Ofen steht in den Vereinigten Staaten von Nord-Amerika in Anwendung und ist aus den vorstehenden Figuren 80 und 81 ersichtlich. Derselbe ist als Spurofen mit verdecktem Auge zugestellt. Der Wassermantel besteht aus Kesselblech. Der Raum zwischen den Blechen, in welchem das Wasser circulirt, ist 0,0508 m (von Blech zu Blech) weit. Der Durchmesser des Ofens im Formniveau beträgt 1,066 bis 1,219 m. Der Durchmesser ist an der Gichtöffnung 0,203 bis 0,304 m grösser als in der Formebene. Die Höhe von der letzteren bis zur Gichtöffnung beträgt 3,05 m. Der Boden befindet sich 0,3048 bis 0,352 m unter der Formebene. Der Wassermantel geht bis zum Boden herunter. Das Wasser tritt durch das Rohr r in den unteren Theil des Mantels ein und durch das Rohr y aus dem oberen Theile desselben aus. Der Wasserverbrauch der Water-jacket-Oefen beträgt pro Stunde bei regelmässigem Betriebe nach Peters bei einem Ofen von

0,76 m	Durchmesser	im	Formniveau		=	2726 l
0,91 -	-	-	-		=	4316 -
1,066 -	-	-	-		=	5452 -
1,219 -	-	-	-		=	6814 -

Diese Zahlen beziehen sich auf Wasser, welches nur einmal durch den Wassermantel geht. Wird das nämliche Wasser stets von neuem gebraucht, so ist nur der Verlust, welcher durch Verdampfung des Wassers entsteht, in Rechnung zu bringen. Derselbe hängt lediglich vom Klima ab. Der Boden des Ofens wird durch eine tellerförmige Eisenplatte gebildet, welche an den unteren Rand des Ofens angeschraubt wird. Auf dieselbe wird feuerfester Thon gestampft, so dass die Ofensohle v bis zu dem verdeckten Auge des Ofens reicht. Der Ofen ruht auf 4 Säulen. Um den Ofen zieht sich der Windkasten n, aus welchem der Wind durch die Oeffnungen u (6—8) in den Ofen strömt. Das Gefäss zum Ansammeln der geschmolzenen Massen ist ein aus Gusseisen hergestellter, mit einem Futter aus feuerfesten Steinen versehener Kasten, dessen Deckel abgehoben werden kann. Das Futter des Bodens ruht auf einer Schlackenlage. Der Kasten T besitzt ein Stichloch für den Stein m und eine Schlackenrinne p. Derselbe ruht auf Rädern und kann dicht an das Auge des Ofens herangeschoben werden. Durch eine dünne Lage von Schlacke oder Stein wird eine vollständige Dichtung zwischen dem Vorheerd und dem Ofen hergestellt. Stein und Schlacke trennen sich in demselben vollständig von einander. Damit sich indess das Auge des Ofens nicht verstopft, müssen in 24 Stunden mindestens 20 t Erz im Ofen durchgesetzt werden. Auch darf der Stein nicht zu kupferreich sein, weil er andernfalls im Vorheerd erstarrt und das Abstechen unmöglich macht. Jedoch wird das Futter mit der Zeit ausgefressen. Auch bilden sich bei eisenreicher Beschickung Ansätze und Säue auf dem Boden und an den Wänden des Gefässes. Dasselbe muss deshalb zeitweise von dem Ofen abgefahren und reparirt werden.

Um den Betrieb nicht zu unterbrechen, hat man wohl einen fahrbaren Reserve-Vorheerd in Bereitschaft, welcher unmittelbar nach dem Abfahren des reparaturbedürftigen Vorheerdes an die Stelle desselben tritt.

Beim Abstechen des Steins wird die Schlackenöffnung p durch einen Thonpfropf verschlossen, so dass ein Durchblasen des Windes und damit eine Abkühlung nicht eintreten kann. Die Schlacken aus diesen Oefen enthalten unter $^1/_2$% Kupfer.

K ist der Abzugscanal für die Gichtgase, welche am besten in Flugstaubkammern und dann in eine Esse eingeleitet werden.

In einem derartigen Ofen mit 1,219 m Durchmesser und 6 Formen werden bei $^5/_8$ Pfund (amerikanisch) Pressung auf den Quadratzoll in 24 Stunden 56 t pyritisches Erz (mit 2,8 t Sand) bei 20% Koksverbrauch vom Erzgewichte durchgesetzt.

In Vermont (Stratford) werden in einem Ofen von 1 m Durchmesser in der Formebene mit 5 Formen und $^1/_2$ Pfund Windpressung pro Quadratzoll in 24 Stunden 40 bis 45 t pyritisches Kupfererz durchgesetzt. In Phönixville setzte man in ähnlichen Oefen, je nach dem Charakter der Erze, 35 bis 50 t in 24 Stunden durch.

Oefen mit rechteckigem Horizontalquerschnitt.

Diese Oefen sind sowohl aus Mauerwerk als auch als Wassermantel-Oefen gebaut.

Aus Mauerwerk ist der Orford-Ofen gebaut. Die Einrichtung desselben ist aus den nachstehenden Figuren 82 bis 84 ersichtlich. Derselbe wird auf den Orford works im Staate New-Yersey zum Verschmelzen kupferhaltiger Pyrite angewendet und stellt eine Abänderung bzw. Verbesserung des Raschette-Ofens dar. Er hat rechteckigen Querschnitt und senkrechte Wände; anstatt der Formen besitzt er Oeffnungen im Mauerwerk, in welche die Düsen auf eine bestimmte Erstreckung hineinreichen und ist als Spurofen mit nur einer Arbeitsseite an einer der langen Seiten des Rechtecks zugestellt.

Das Rechteck, welches in allen Höhen des Ofens die nämlichen Dimensionen wie in der Formebene hat, ist i. L. 1,032 m weit und 3,558 m lang. (Aeusserlich ist der Ofen 2,567 m breit und 5,08 m lang.) Die Höhe des Ofens von der Formebene bis zur Gicht (d. i. der unteren Seite der Gichtöffnung), welche von dem Eisengehalte der Erze abhängig ist, beträgt bei kupferhaltigen Pyriten 2,44 m. Der Boden, welcher aus feuerfesten Ziegeln hergestellt ist, wird bis auf 0,254 m unter die Formebene aufgeführt und erhält in der Mitte eine Neigung nach der Ausflussöffnung (dem Auge) für die geschmolzenen Massen in der Vorderseite des Ofens.

Die Zahl der Düsen beträgt 14 und zwar 6 in der Hinterseite des Ofens, je 2 in jeder schmalen Seite und 4 in der Vorderseite des Ofens. Für je zwei Düsen sind Gewölbe angebracht, durch welche die ersteren in Canäle im feuerfesten Futter des Ofens eingefüht werden. Mit dem

Windleitungsrohr B sind die Düsenrohre durch Lederschläuche verbunden. Wie sich aus Figur 83 und 84 ergiebt, reichen die Düsen nicht bis an das Ende der Düsencanäle, sondern endigen in einer kurzen Entfernung vor der Mündung der Canäle in den Ofen. Diese Mündung wird durch Umlegen von Thon um das Düsenrohr winddicht gemacht.

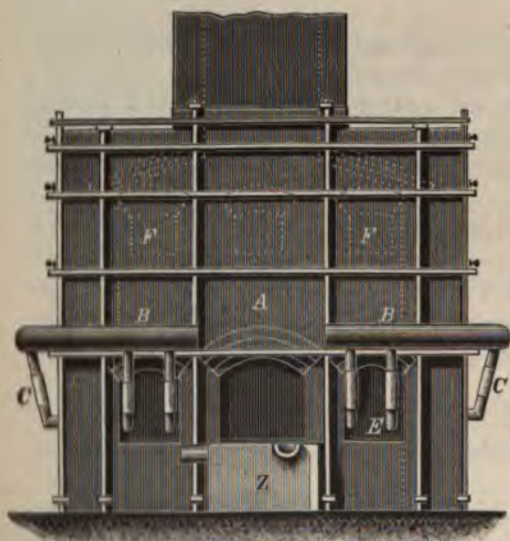


Fig. 82.

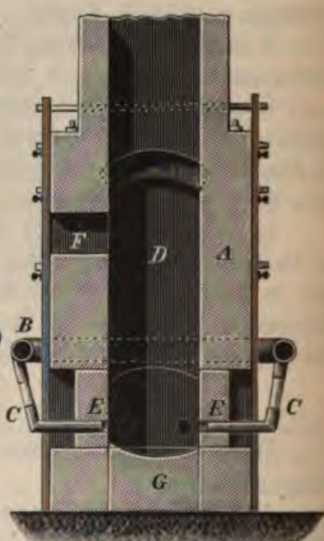


Fig. 83.

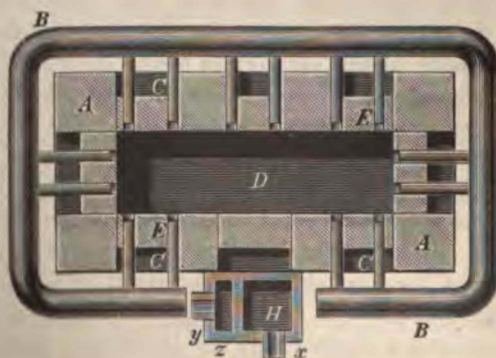


Fig. 84.

Die geschmolzenen Massen fliessen aus dem Auge des Ofens in einen [illegible] einander communicirenden Abtheilungen bestehenden Behälter z. [illegible] Gusseisenplatten hergestellt (im Horizontalquerschnitt [illegible] 1,067 m breit) und mit einem Futter aus feuerfesten [illegible] Durch eine mit einem Schlitz versehene Scheidewand

aus feuerfesten Steinen von 0,228 m Dicke ist er in eine grössere und eine kleinere Abtheilung getheilt (deren Flächen sich wie 5 : 2 verhalten).

Der Schlitz beginnt am Boden und reicht von demselben nur eine kurze Strecke aufwärts. Jede der Abtheilungen ist mit einer Abflussrinne y bzw. x versehen und zwar die kleinere in einem niedrigeren Niveau als die grössere. Die geschmolzenen Massen (Schlacken und Stein) gelangen aus dem Ofen zuerst in die grössere Abtheilung. Der Schlitz, welcher mit Thon verschlossen ist, wird erst geöffnet, wenn der Stein über dem oberen Ende desselben steht. Es kann nun nur Stein in die kleinere Abtheilung gelangen, während die Schlacke in der grösseren verbleiben muss, bis sie das Niveau der Abflussrinne x erreicht hat. Es fliesst nun bei normalem Betriebe beständig Schlacke aus der Rinne x und Stein aus der Rinne y aus.

Ist der Stein zu reich an Kupfer (über 60%), so erstarrt er sehr leicht beim Auffüllen der Abtheilungen auf dem Boden derselben und verstopft den Schlitz, während er, wenn er arm an Kupfer ist (unter 25%), sehr schnell das Futter der Abtheilungen wegfrisst und die Gusseisenplatten zum Reissen bringt.

In einem solchen Ofen setzt man bei 20 mm Quecksilber-Pressung in 24 Stunden 90—95 t leichtschmelzige kupferhaltige Pyrite bei 15% Koksverbrauch vom Gewichte der Erze durch.

Ein Ofen mit Wassermantel und rechteckigem Horizontalquerschnitt ist der Ofen von Henrich, welcher gleichfalls in den Vereinigten Staaten von Nord-Amerika angewendet wird. Eine Ansicht desselben ist in Figur 85 dargestellt. Derselbe ist aus gusseisernen Water-jackets hergestellt, mit einer Rast versehen und als Tiegelofen zugestellt. Die Anzahl der Formen beträgt 14; je 5 derselben befinden sich an jeder langen Seite und je 2 an jeder kurzen Seite. Die Formebene ist 1,676 m lang und 0,838 m breit. 0,254 m über derselben beginnt die Rast. Dieselbe erweitert sich auf eine Höhe von 0,762 m von den gedachten Dimensionen auf 1,981 m Länge und 1,143 m Breite. Von hier erweitert sich der Ofenquerschnitt auf eine Höhe von 2,287 m bis auf 2,209 m Länge und 1,372 m Breite und bleibt dann bis zur Gicht, welche 3,202 m über der Formebene liegt, gleich. Die Schlackenrinne liegt 0,152 m unter der Formebene. Der Tiegel ist 0,355 m tief und mit feuerfesten Ziegeln ausgefüttert. In diesem Ofen sind bis jetzt nur Carbonate und Oxyde des Kupfers zu Clifton, Arizona, und zwar mit gutem Erfolge verschmolzen worden.

Oefen mit ovalem Querschnitt

sind der Ofen von Skinder und der Herreshof-Ofen. Der erstere ist ein gemauerter Ofen, der letztere ein Water-jacket-Ofen.

Der Skinder-Ofen soll sich zu Nischni-Tagilsk im Ural, wo er ein Gemenge von geschwefelten und oxydischen Kupfererzen verschmilzt, gut bewährt haben. Die Einrichtung desselben ergiebt sich aus den nach-

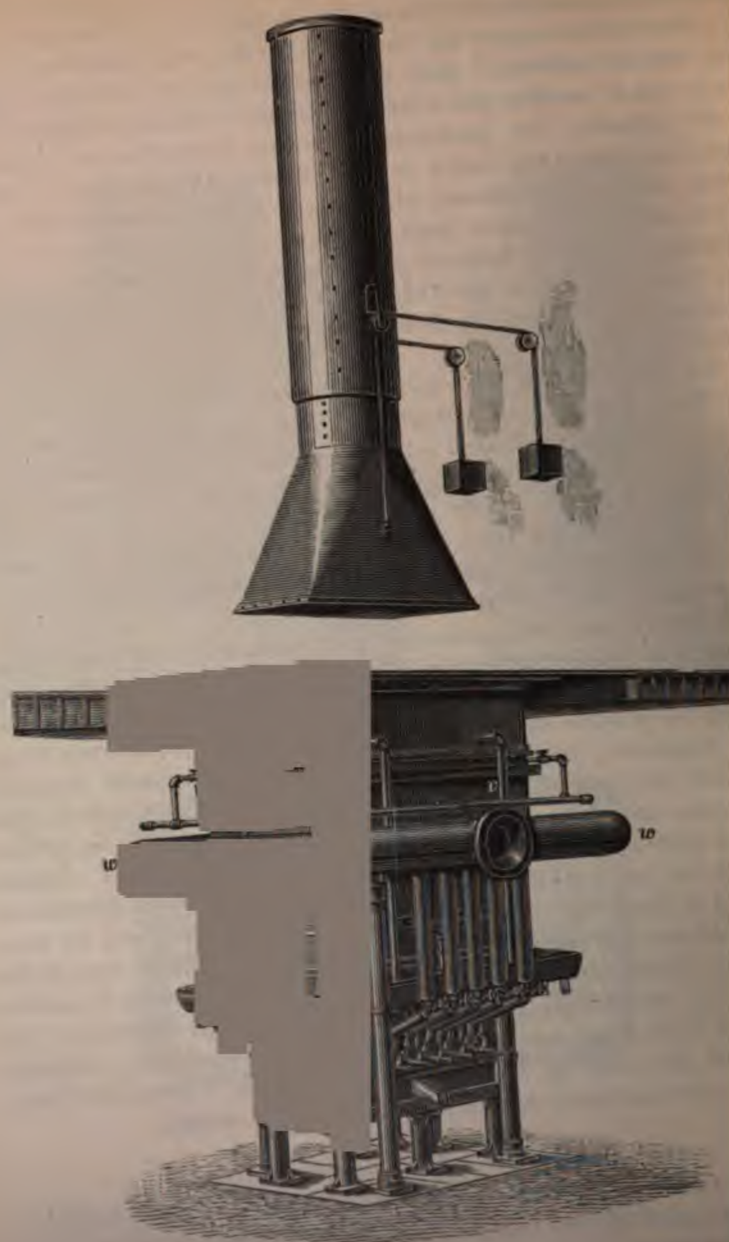


Fig. 85.

tehenden Figuren 86 bis 89. Der Ofen besitzt 10 Düsen und ist an drei
eiten mit einer Rast versehen. Die vierte (vordere) Seite steht senkrecht.
I ist die Gichtöffnung, L der durch die Gichtgase geheizte Wind-Er-

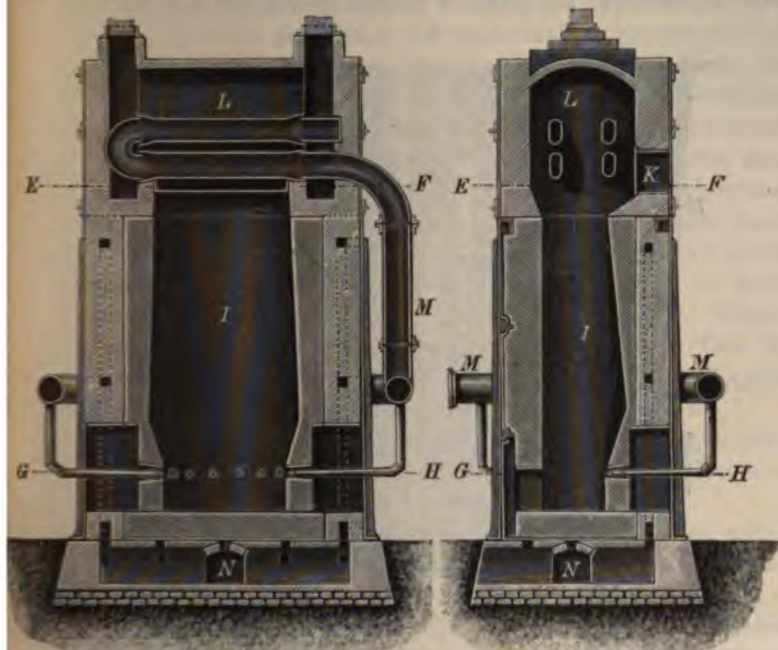


Fig. 86. Fig. 87.

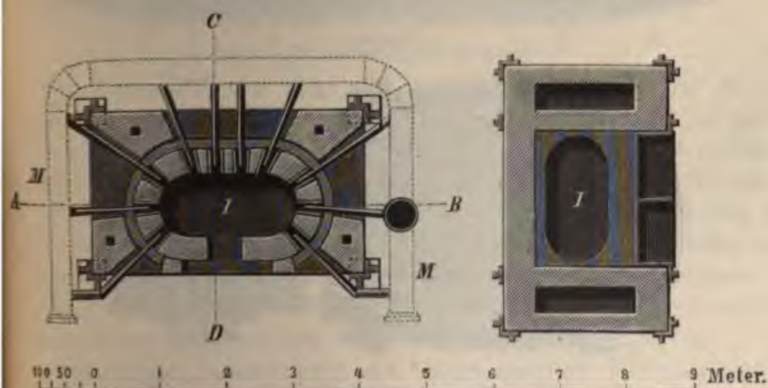


Fig. 88. Fig. 89.

hitzungs-Apparat. Die Erhitzung des Windes beträgt gegen 100° C. Die
Zustellung des Ofens ist als Tiegelofen.

Der Herreshof-Ofen, ein Wassermantel-Ofen grösster Dimensionen,
welcher auf den Nicholson works bei Brooklyn mit sehr gutem Erfolge in

Anwendung steht, ist durch die nachstehenden Figuren 90 und 91 erläu
H ist der aus Kesselblech hergestellte Wassermantel. Der Wasserr
zwischen den Blechen ist 0,0508 m weit. Der Ofen ist vom Boden bis
Gicht 3,05 m hoch; am Boden ist er 1,931 m lang und 1,063 m breit, an

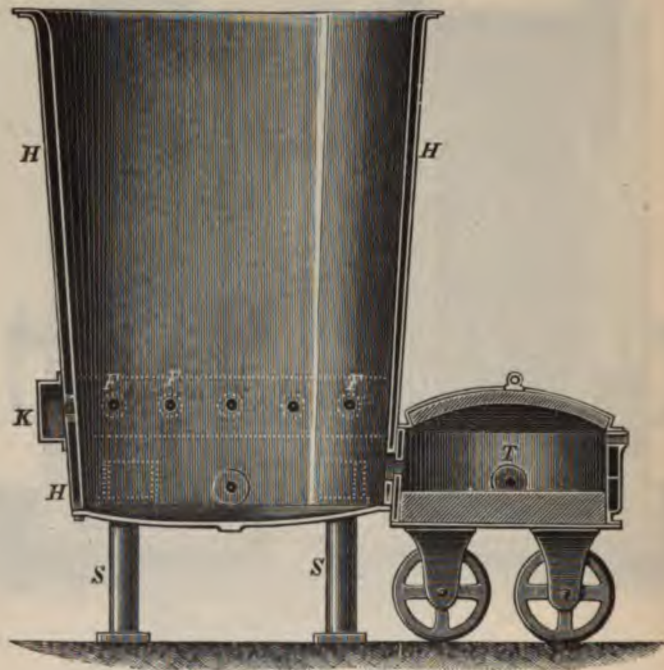


Fig. 90.



Fig. 91.

Gicht 2,236 m lang und 1,397 m breit. Die Formebene liegt 0,6604 m ü
der Bodenplatte. Die Zahl der Formen beträgt 13; 5 an jeder langen S
und 2 an der kurzen Rückseite. K ist das Windleitungsrohr. Der O
ist als Spurofen zugestellt. T ist das vor dem Ofen befindliche, auf Räd

ruhende Sammelgefäss für die geschmolzenen Massen. Dasselbe ist seitlich mit einem Wassermantel umgeben, hat einen abhebbaren Deckel und einen aus feuerfester Masse hergestellten Boden. Der Abfluss der Schlacke erfolgt durch eine hoch liegende Schlackenrinne, während das Abstechen durch das am Boden des Vorheerdes befindliche, mit einer Kühlung aus Bronce (nach Art der Lürmann'schen Schlackenform) versehene Stichloch geschieht. Der Boden besteht aus einer tellerförmigen Platte, welche an den unteren Rand des Wassermantels fest angeschraubt ist. Auf denselben wird eine schwache Sandlage und darauf eine Reihe feuerfester Ziegel gebracht. Auf dieser Ziegellage lässt man sich eine bis zum unteren Rande des Auges reichende Lage von erstarrten geschmolzenen Massen bilden. Auf den letzteren fliessen die flüssigen Massen durch das Auge in den Vorheerd. Während des Betriebes stehen die flüssigen Massen stets über dem oberen Rand des Auges, so dass ein Durchblasen des Windes nicht stattfinden kann. Während des Abstechens wird die Schlackenöffnung im Vorheerde durch Thon verstopft, so dass auch hier der Wind nicht durchblasen kann. Das Auge des Ofens ist 0,228 m hoch und 0,177 m weit.

In diesem Ofen werden in 24 Stunden 76,8 t geröstete kupferhaltige Pyrite, 13,2 t ungeröstetes Erzklein, also 90 t Erz und 5,3 t Sand bei einem Koksverbrauche von 18% des Erzgewichtes durchgesetzt.

Der Vorheerd muss von Zeit zu Zeit abgefahren und reparirt werden, indem sich in demselben Ansätze von Eisen und Stein bilden. Die Dauer desselben beträgt, je nach der Art der Schlacke und dem Kupfergehalt des Steins, 2 bis 30 Tage. Im Interesse der Continuität des Betriebes empfiehlt es sich, nach dem Abschieben des Vorheerdes sofort einen neuen Vorheerd an dessen Stelle zu schieben.

Betrieb beim Erzschmelzen.

Der Betrieb richtet sich nach der Natur der Erze, der Art des Brennstoffs und der Gestalt und Grösse der Oefen. Derselbe ist grundsätzlich mit Sätzen in horizontalen Lagen und mit dunkler Gicht zu führen. Die Grösse der Sätze richtet sich nach der Natur von Erz und Brennstoff und der Grösse der Oefen. Bei Anwendung von Holzkohle betrug der höchste Satz 150 kg. Bei Anwendung von Koks und grossen Oefen kann er über 1000 kg hinausgehen; z. B. beträgt er beim Verschmelzen der Mansfelder Kupferschiefer in grossen Oefen gegen 1200 kg, beim Verschmelzen kupferhaltiger Pyrite in Orford-Oefen 1300 bis 1800 kg.

Beschickung, Brennstoffsatz und Windmenge bzw. -Pressung sind so einzurichten, dass die Schlacke nicht über $1/2$ % Kupfer enthält und dass die Bildung von Eisensauen vermieden wird. Die Bildung der letzteren erfolgt, wie schon dargelegt, sowohl beim Vorhandensein von zu viel als auch von zu wenig Kieselsäure in der Schlacke. Ehe man durch Aenderung der Beschickung hierin Abhülfe schafft, hat man sich von der eigentlichen Ursache zu überzeugen, da es oft vorkommt, dass man bei zu

hohem Kieselsäuregehalt in der Meinung, dass die Beeinträchtig des Schmelzganges von einem zu hohen Eisengehalte der Beschickung l rühre, noch Kieselsäure zuschlägt. Bei Wassermantelöfen mit Spuro zustellung fallen diese Uebelstände viel weniger in das Gewicht als gemauerten Oefen, weil bei den letzteren auch das Ofengemäuer b dessen Bestandtheile in Mitleidenschaft gezogen werden, und die Eisens sich bei Sumpf- und Tiegelofenzustellung auf dem Boden der Oefen nie setzen.

Erzeugnisse.

Ausser Rohstein und Schlacken erhält man beim Verschmelzen Kupfererze auch öfters Speisen und Eisensäue. In Folge zu star Röstung kann auch schon ein Theil Schwarzkupfer fallen. Das letzt ist sehr unrein und wird entweder bei den Erz- und Steinarbeiten verschmolzen oder auch wohl, wenn es Silber und Gold enthält, auf nass Wege verarbeitet.

Der Rohstein, welcher nach vorgängiger Röstung auf Rohkupfer v arbeitet werden soll, enthält am besten zwischen 25 und 45 % Kup Bei schwefelreichen Erzen und nicht hinreichender Röstung erhielt m indess früher, z. B. in Schweden, Kupfersteine von 8 bis 12 % Kup deren Verarbeitung auf Rohkupfer mit entsprechend hohen Kosten v bunden war. Ausser Kupfer und Eisen enthält der Kupferstein je na der Natur der Erze grössere oder geringere Mengen von Zink, Blei, Nick Kobalt, Silber. Bei vielen Kupfersteinen reicht der Schwefel zur Bildu von einfachen Schwefelungsstufen der gedachten Metalle (ausgenomm Kupfer, welches stets als Halbschwefel-Kupfer vorhanden ist) aus, wä rend in anderen Fällen die Menge des Schwefels geringer ist, so d Metalle im freien Zustande oder als Subsulfurete vorhanden sind. Da Halbschwefeleisen bis jetzt noch nicht im freien Zustande nachgewie ist, wohl aber der Stein im geschmolzenen Zustande die Eigenschaft h metallisches Eisen aufzulösen, so kann man auch annehmen, dass Eisen im metallischen Zustande im Stein enthalten ist.

Nachstehend folgen die Analysen einiger Kupfersteinsorten, welc direct auf Rohkupfer verarbeitet wurden.

	Oker (früherer Betrieb)	Fahlun (früherer Betrieb)	Kedabeg im Kaukasus
Cu	57,6—61,9	8,3—12	43,8
Fe	11,1—16,9	55,8—62,9	28,65
Zn	—	1,2—2,9	0,257
Ni, CO	1,1—2,1	—	1,291
Pb	0—1,4	0,6—3,9	0,281
Ag	0,06	—	0,086
S	24,9—24,3	25,6—27,2	23,667

Die Zusammensetzung der Schlacken ist schon oben betrachtet worden.

Dieselben werden theilweise bei den Steinarbeiten zugesetzt. Enthalten sie grössere Mengen von Kupfer, so müssen sie nochmals (event. mit rohen Erzen) durchgesetzt werden.

Die Speisen werden vielfach absichtlich erzeugt, um Arsen und Antimon nicht in den Rohstein überzuführen. Sie nehmen stets einen Theil des Silbergehaltes der Erze auf. Nachstehend ist die Zusammensetzung zweier Arten von Speise aufgeführt.

	Schmöllnitz	Neusohl
Cu	12,99	41,18
Pb	0,09	0,69
Fe	12,63	35,41
Ni	1,40	0,09
CO	0,09	0,04
Sb	60,00	10,79
As	7,42	6,10
Ag	0,36	0,03
Au	0,06	—
S	2,04	2,60
Bi	1,26	—

Die Speisen werden für sich auf Kupfer bzw. auf Gold und Silber verarbeitet.

Die Eisensauen oder Eisensäue, auch Bären oder Wölfe genannt, bestehen hauptsächlich aus metallischem Eisen, daneben aus Kupfer und sonstigen Metallen, sowie aus Schwefel-, Phosphor-, Silicium-, Kohlenstoff-, Antimon- und Arsen-Verbindungen. Das Eisen entsteht sowohl durch Reduction der Oxyde desselben als auch durch Abscheidung aus Kupfersteinen, welche mit diesem Metalle übersättigt sind.

Aus den Sauen sucht man nach passender Vorbereitung derselben das Kupfer und die sonstigen in denselben enthaltenen nutzbaren Metalle auszugewinnen. Zu diesem Zwecke werden sie, wenn es angeht, zerschlagen oder zersprengt und in Schachtöfen mit rohen Erzen auf Stein verschmolzen. Andernfalls werden sie auf Heerden verblasen oder in Flammöfen mit Schwefelmetallen verschmolzen oder nach vorgängiger Aussaigerung des Steins aus denselben mit Säuren behandelt.

Die sonstigen Nebenerzeugnisse vom Verschmelzen der gerösteten Kupfererze, wie Ofenbrüche, Geschur und Gekrätz werden, falls sie kupferhaltig sind, unter Umständen nach vorgängigem Verwaschen, beim Erzschmelzen zugeschlagen.

Die Röstung des Kupfersteins.

Zum Zwecke der directen Verarbeitung auf Rohkupfer wird der Kupferstein tot geröstet, d. h. er wird so lange geröstet, bis aller Schwefel

bis auf einen kleinen Rest aus ihm entfernt ist. Das Vorhandensein dieses kleinen Restes von Schwefel im gerösteten Kupferstein ist nothwendig, um etwa verschlacktes Kupfer zu schwefeln und in einen Stein überzuführen. Es ist daher besser, etwas zu schwach als zu stark zu rösten.

Durch diese Röstung sollen das Kupfer, das Eisen und die übrigen Schwefelmetalle, soweit sie nicht flüchtig sind, in Oxyde übergeführt werden. Der Schwefel soll als Schweflige Säure entfernt werden. Desgleichen sollen Antimon und Arsen nach Möglichkeit verflüchtigt werden. Ein geringer Theil Schwefelkupfer und Schwefeleisen sollen unzersetzt bleiben, um beim Schmelzprozesse verschlacktes Kupfer zu schwefeln.

Die chemischen Vorgänge bei der Röstung des Kupfersteins sind die nämlichen wie bei der Röstung der Erze. Nur wird die Röstung beim Kupferstein weiter getrieben als bei der Erzröstung. Als Product der Röstung erhält man ein Gemenge von Kupferoxyd, Eisenoxyd, Eisenoxyduloxyd und sonstigen Metalloxyden mit geringen Mengen von Sulfaten und unzersetzten Schwefelmetallen.

Die Röstung kann in Haufen, Stadeln, Schachtöfen, Flammöfen und Gefässöfen ausgeführt werden.

Die Röstung des Steins in Haufen hat die schon bei der Röstung der Erze in Haufen erwähnten Nachtheile. Sie entbindet die Röstgase in die Luft und veranlasst bei der Nothwendigkeit einer öfteren Wiederholung bis zur Totröstung das Brachliegen eines werthvollen Capitals. Der Hauptvortheil derselben ist der, dass die gerösteten Erze in Stückform in die Schmelzschachtöfen gelangen. Sie wird nur noch selten und zwar in Gegenden, in welchen die Röstgase in das Freie entbunden werden dürfen und in welchen die Schwefelsäure keinen Werth hat, ausgeführt. Dagegen findet sie als Nachröstung für Steine, welche vorher in Schachtöfen abgeröstet worden sind, häufig Anwendung.

Die Stadelröstung ist nicht billiger als die Haufenröstung, erfordert eine kostspielige Anlage, und belästigt die Gesundheit der Arbeiter beim Entleeren der Stadeln; dagegen gewährt sie den Vortheil, die schädliche Einwirkung der Röstgase durch Einleiten derselben in hohe Essen zu beschränken bzw. ganz aufzuheben. Auch hier kommen die Erze in Stückform zum Verschmelzen in Schachtöfen. Falls eine Unschädlichmachung der Röstgase nicht geboten ist, dürfte die Haufenröstung unter bedachten Haufen (zur Vermeidung des Auslaugens von Kupfersulfat durch den Regen) der Stadelröstung vorzuziehen sein. Sie findet gleichfalls Anwendung als Nach- oder Hilfsröstung für in Schachtöfen vorgeröstete Erze.

Die Röstung des Steins in Schachtöfen, sei es nun für Stücke oder für zerkleinerten Stein, wird angewendet, wenn die Röstgase unschädlich gemacht bzw. auf Schwefelsäure verarbeitet werden solle[n]. Diese Art der Röstung gestattet indess keine Totröstung des Steins u[nd] schliesst auch die Röstung [1]

Unter 10 bis 14% wird man den Schwefel durch die Schachtofenröstung nicht herabbringen können. Sie ist daher immer nur als eine Art von Vorröstung zu betrachten, welcher für die Stücke (falls sie nicht zerkleinert werden) eine Nachröstung in Haufen oder Stadeln, für zerkleinerten Stein dagegen eine Nachröstung in Flammöfen zu folgen hat.

Die Flammofenröstung ist die beste Art der Röstung für den Stein, indem sie in kürzester Zeit die Totröstung grosser Mengen von Stein zulässt. Sie hat allerdings ausser einem verhältnissmässig hohen Brennstoffverbrauch die Nachtheile, dass der Stein Pulverform erfordert und in dieser Form in die Schmelzschachtöfen gelangt, sowie dass eine Nutzbarmachung der Röstgase nicht möglich ist. Dagegen lassen sich die letzteren durch Einleiten in hohe Essen theilweise unschädlich machen. Sie ist grundsätzlich anzuwenden, wenn die Verwerthung der Röstgase für die Fabrikation von Schwefelsäure wegen mangelnden Absatzes der letzteren oder wegen zu grossen Kupfergehaltes des Steins oder wegen zu armer Röstgase ausgeschlossen ist. Als Nachröstung ist sie anzuwenden für pulverförmige Steine, welche zum Zwecke der Benutzung der Röstgase derselben zur Schwefelsäurefabrikation eine vorgängige Röstung in Schachtöfen oder Muffelöfen erlitten haben, sowie für zu dem gleichen Zwecke in Schachtöfen vorgeröstete Stücke, falls dieselben im Interesse einer schnellen Kupferproduction nicht in Haufen oder Stadeln abgeröstet werden sollen und falls man die gebotene Unschädlichmachung der Röstgase durch hohe Flammofen-Essen der Unschädlichmachung durch Stadel-Essen vorzieht. Die gerösteten Stücke bedürfen vor der Flammofenröstung erner Zerkleinerung.

Die Gefässöfen gestatten die Verwendung der Röstgase für die Schwefelsäurefabrikation, erfordern aber, wie die Flammöfen, die vorgängige Zerkleinerung des Steins und einen verhältnissmässig hohen Brennstoffaufwand. Sie finden desshalb nur selten Anwendung bei der Röstung des Steins.

Die Totröstung des Steins in Haufen

wird am besten in mit einem Dache versehenen Hallen ausgeführt, um das Auslaugen von Kupfersulfat durch Regen zu verhüten. Die Röstung wird ähnlich ausgeführt wie die oben besprochene Röstung der Erze in Haufen, nur sind die Haufen bei dem geringeren Schwefelgehalte und höheren Kupfergehalte der Steine kleiner als die Erzhaufen, und die Röstung muss je nach der Natur der Steine verschiedene Male, gewöhnlich zwischen 2 und 6 Malen, bei stark arsen- und antimonhaltigen Steinen dagegen noch öfter (bis 12 Male) wiederholt werden. Die Grösse der Röstthaufen schwankt zwischen 50 und 150 t Stein. Bei den ersten Feuern ...ufen niedriger und länger als bei den späteren Feuern, ...he Zusammenschmelzen des Steins über dem Röst...zu beschränken. Bei den späteren Feuern dagegen

bis auf einen kleinen Rest aus ihm entfernt ist. Das Vorhandense dieses kleinen Restes von Schwefel im gerösteten Kupferstein ist not wendig, um etwa verschlacktes Kupfer zu schwefeln und in einen Stei überzuführen. Es ist daher besser, etwas zu schwach als zu stark z rösten.

Durch diese Röstung sollen das Kupfer, das Eisen und die übrige Schwefelmetalle, soweit sie nicht flüchtig sind, in Oxyde übergefüh werden. Der Schwefel soll als Schweflige Säure entfernt werden. Des gleichen sollen Antimon und Arsen nach Möglichkeit verflüchtigt werde Ein geringer Theil Schwefelkupfer und Schwefeleisen sollen unzerset bleiben, um beim Schmelzprozesse verschlacktes Kupfer zu schwefeln.

Die chemischen Vorgänge bei der Röstung des Kupfersteins sin die nämlichen wie bei der Röstung der Erze. Nur wird die Röstun beim Kupferstein weiter getrieben als bei der Erzröstung. Als Produ der Röstung erhält man ein Gemenge von Kupferoxyd, Eisenoxyd, Eise oxyduloxyd und sonstigen Metalloxyden mit geringen Mengen von Su faten und unzersetzten Schwefelmetallen.

Die Röstung kann in Haufen, Stadeln, Schachtöfen, Flammöfen un Gefässöfen ausgeführt werden.

Die Röstung des Steins in *Haufen* hat die schon bei der Röstun der Erze in Haufen erwähnten Nachtheile. Sie entbindet die Röstga in die Luft und veranlasst bei der Nothwendigkeit einer öfteren Wiede holung bis zur Totröstung das Brachliegen eines werthvollen Capital Der Hauptvortheil derselben ist der, dass die gerösteten Erze in Stückfor in die Schmelzschachtöfen gelangen. Sie wird nur noch selten und zw in Gegenden, in welchen die Röstgase in das Freie entbunden werden dürf und in welchen die Schwefelsäure keinen Werth hat, ausgeführt. Dageg findet sie als *Nachröstung* für Steine, welche vorher in Schachtöfen a geröstet worden sind, häufig Anwendung.

Die *Stadelröstung* ist nicht billiger als die Haufenröstung, e fordert eine kostspielige Anlage, und belästigt die Gesundheit der Arbeit beim Entleeren der Stadeln; dagegen gewährt sie den Vortheil, die schä liche Einwirkung der Röstgase durch Einleiten derselben in hohe Esse zu beschränken bzw. ganz aufzuheben. Auch hier kommen die Erze i Stückform zum Verschmelzen in Schachtöfen. Falls eine Unschädlic machung der Röstgase nicht geboten ist, dürfte die Haufenröstung unt bedachten Haufen (zur Vermeidung des Auslaugens von Kupfersulfat durc den Regen) der Stadelröstung vorzuziehen sein. Sie findet gleichfall Anwendung als Nach- oder Hilfsröstung für in Schachtöfen vorgeröstete Erz

Die Röstung des Steins in *Schachtöfen*, sei es nun für Stück oder für zerkleinerten Stein, wird angewendet, wenn die Röstgase un schädlich gemacht bzw. auf Schwefelsäure verarbeitet werden soll Diese Art der Röstung gestattet indess keine Totröstung des Steins u schliesst auch die Röstung kupferreichen, leicht sinternden Steines au

bis auf einen kleinen Rest aus ihm entfernt ist. Das Vorhandensein dieses kleinen Restes von Schwefel im gerösteten Kupferstein ist nothwendig, um etwa verschlacktes Kupfer zu schwefeln und in einen Stein überzuführen. Es ist daher besser, etwas zu schwach als zu stark zu rösten.

Durch diese Röstung sollen das Kupfer, das Eisen und die übrigen Schwefelmetalle, soweit sie nicht flüchtig sind, in Oxyde übergeführt werden. Der Schwefel soll als Schweflige Säure entfernt werden. Desgleichen sollen Antimon und Arsen nach Möglichkeit verflüchtigt werden. Ein geringer Theil Schwefelkupfer und Schwefeleisen sollen unzersetzt bleiben, um beim Schmelzprozesse verschlacktes Kupfer zu schwefeln.

Die chemischen Vorgänge bei der Röstung des Kupfersteins sind die nämlichen wie bei der Röstung der Erze. Nur wird die Röstung beim Kupferstein weiter getrieben als bei der Erzröstung. Als Product der Röstung erhält man ein Gemenge von Kupferoxyd, Eisenoxyd, Eisenoxyduloxyd und sonstigen Metalloxyden mit geringen Mengen von Sulfaten und unzersetzten Schwefelmetallen.

Die Röstung kann in Haufen, Stadeln, Schachtöfen, Flammöfen und Gefässöfen ausgeführt werden.

Die Röstung des Steins in Haufen hat die schon bei der Röstung der Erze in Haufen erwähnten Nachtheile. Sie entbindet die Röstgase in die Luft und veranlasst bei der Nothwendigkeit einer öfteren Wiederholung bis zur Totröstung das Brachliegen eines werthvollen Capitals. Der Hauptvortheil derselben ist der, dass die gerösteten Erze in Stückform in die Schmelzschachtöfen gelangen. Sie wird nur noch selten und zwar in Gegenden, in welchen die Röstgase in das Freie entbunden werden dürfen und in welchen die Schwefelsäure keinen Werth hat, ausgeführt. Dagegen findet sie als Nachröstung für Steine, welche vorher in Schachtöfen abgeröstet worden sind, häufig Anwendung.

Die Stadelröstung ist nicht billiger als die Haufenröstung, erfordert eine kostspielige Anlage, und belästigt die Gesundheit der Arbeiter beim Entleeren der Stadeln; dagegen gewährt sie den Vortheil, die schädliche Einwirkung der Röstgase durch Einleiten derselben in hohe Essen zu beschränken bzw. ganz aufzuheben. Auch hier kommen die Erze in Stückform zum Verschmelzen in Schachtöfen. Falls eine Unschädlichmachung der Röstgase nicht geboten ist, dürfte die Haufenröstung unter bedachten Haufen (zur Vermeidung des Auslaugens von Kupfersulfat durch den Regen) der Stadelröstung vorzuziehen sein. Sie findet gleichfalls Anwendung als Nach- oder Hilfsröstung für in Schachtöfen vorgeröstete Erze.

Die Röstung des Steins in Schachtöfen, sei es nun für Stücke oder für zerkleinerten Stein, wird angewendet, wenn die Röstgase unschädlich gemacht bzw. auf Schwefelsäure verarbeitet werden sollen. Diese Art der Röstung gestattet indess keine Totröstung des Steins und schliesst auch die Röstung kupferreichen, leicht sinternden Steines aus.

Unter 10 bis 14% wird man den Schwefel durch die Schachtofenröstung nicht herabbringen können. Sie ist daher immer nur als eine Art von Vorröstung zu betrachten, welcher für die Stücke (falls sie nicht zerkleinert werden) eine Nachröstung in Haufen oder Stadeln, für zerkleinerten Stein dagegen eine Nachröstung in Flammöfen zu folgen hat.

Die Flammofenröstung ist die beste Art der Röstung für den Stein, indem sie in kürzester Zeit die Totröstung grosser Mengen von Stein zulässt. Sie hat allerdings ausser einem verhältnissmässig hohen Brennstoffverbrauch die Nachtheile, dass der Stein Pulverform erfordert und in dieser Form in die Schmelzschachtöfen gelangt, sowie dass eine Nutzbarmachung der Röstgase nicht möglich ist. Dagegen lassen sich die letzteren durch Einleiten in hohe Essen theilweise unschädlich machen. Sie ist grundsätzlich anzuwenden, wenn die Verwerthung der Röstgase für die Fabrikation von Schwefelsäure wegen mangelnden Absatzes der letzteren oder wegen zu grossen Kupfergehaltes des Steins oder wegen zu armer Röstgase ausgeschlossen ist. Als Nachröstung ist sie anzuwenden für pulverförmige Steine, welche zum Zwecke der Benutzung der Röstgase derselben zur Schwefelsäurefabrikation eine vorgängige Röstung in Schachtöfen oder Muffelöfen erlitten haben, sowie für zu dem gleichen Zwecke in Schachtöfen vorgeröstete Stücke, falls dieselben im Interesse einer schnellen Kupferproduction nicht in Haufen oder Stadeln abgeröstet werden sollen und falls man die gebotene Unschädlichmachung der Röstgase durch hohe Flammofen-Essen der Unschädlichmachung durch Stadel-Essen vorzieht. Die gerösteten Stücke bedürfen vor der Flammofenröstung erner Zerkleinerung.

Die Gefässöfen gestatten die Verwendung der Röstgase für die Schwefelsäurefabrikation, erfordern aber, wie die Flammöfen, die vorgängige Zerkleinerung des Steins und einen verhältnissmässig hohen Brennstoffaufwand. Sie finden desshalb nur selten Anwendung bei der Röstung des Steins.

Die Totröstung des Steins in Haufen

wird am besten in mit einem Dache versehenen Hallen ausgeführt, um das Auslaugen von Kupfersulfat durch Regen zu verhüten. Die Röstung wird ähnlich ausgeführt wie die oben besprochene Röstung der Erze in Haufen, nur sind die Haufen bei dem geringeren Schwefelgehalte und höheren Kupfergehalte der Steine kleiner als die Erzhaufen, und die Röstung muss je nach der Natur der Steine verschiedene Male, gewöhnlich zwischen 2 und 6 Malen, bei stark arsen- und antimonhaltigen Steinen dagegen noch öfter (bis 12 Male) wiederholt werden. Die Grösse der Rösthaufen schwankt zwischen 50 und 150 t Stein. Bei den ersten Feuern macht man die Haufen niedriger und länger als bei den späteren Feuern, um das unvermeidliche Zusammenschmelzen des Steins über dem Röstbette nach Möglichkeit zu beschränken. Bei den späteren Feuern dagegen

werden die Haufen mit abnehmendem Schwefelgehalte des Steins unter entsprechender Verstärkung des Holzbettes kürzer und höher gemacht. Auch schichtet man in den letzten Feuern Holzkohlen oder Holzabfälle in den Haufen ein, um die durch die Röstung gebildeten Sulfate sowie Arsen- und Antimon-Verbindungen zu zerstören.

In den Vereinigten Staaten hält man Haufen von 60 bis 70 t Stein, welche auf einer Fläche von 3,66 m im Quadrat 1,83 m hoch aufgehäuft werden, für zweckmässig. Zur Regulirung des Luftzuges wird daselbst auch das Anhäufen des Steins um einen kleinen Schornstein empfohlen. Im Kaukasus (Kedabeg) enthielten die Rösthaufen zur Zeit der Anwesenheit des Verfassers daselbst je 100 t Stein. In Stephanshütte (Oberungarn) hatten die Haufen im Durchschnitte 56 bis 84 t Inhalt bei 0,4 m Höhe im ersten Feuer und bei 2,5 bis 2,8 m Höhe vom 10. bis 13. Feuer. Beim 5. bis 7. Feuer wurden Holzkohlen eingemengt.

Die Dauer der Röstung hängt von der Natur des Steins ab. Für die ersten Feuer beträgt sie 8 bis 14 Tage, für die folgenden Feuer kürzere Zeit. Im Allgemeinen kann man als durchschnittliche Zeitdauer bis zur Totröstung 6 bis 8 Wochen annehmen.

Im ersten Feuer kann man vielfach eine Kernbildung in den Stücken des Steins beobachten.

Der gutgeröstete Stein hat eine bläulichschwarze Farbe, ist porös, gesintert und zeigt im Innern der Stücke in Folge der Einwirkung von Kupferoxydul auf unzersetztes Schwefelkupfer häufig Ausscheidungen von metallischem Kupfer.

Der Holzverbrauch bei der Röstung ist sehr verschieden und richtet sich nach der Natur des Steins, dem Schwefel-, Arsen- und Antimongehalt desselben bzw. nach der Anzahl der Feuer. So nimmt man in den Vereinigten Staaten nach Peters auf 60 t Stein pro Feuer 3 cord Holz an. In Stephanshütte verbrauchte man auf 50 t Stein, welche bei hohem Antimongehalte in 12 bis 14 Feuern zugebrannt wurden, 13 cbm Holz und 9 cbm Holzkohle. Im Kaukasus gebrauchte man auf 17 bis 20 t Stein = 2 Cubikfaden Holz.

Die Totröstung des Steins in Haufen, welche jetzt nur noch selten ausgeführt wird, stand in Anwendung in Schweden, Norwegen, Russland, im Ober- und Unterharz, in Ungarn und in Amerika.

Die Totröstung des Steins in Stadeln

verläuft rascher als die Haufenröstung, wird aber nur noch selten ausgeführt, da sie meistens durch die Flammofenröstung verdrängt worden ist.

In den Vereinigten Staaten (Boston, Vermont) stehen mit einem Roste und einer gewölbten Ziegeldecke versehene Stadeln in Anwendung, welche die nachstehenden Dimensionen besitzen: Weite = 1,525 m; Tiefe (von der jedesmal nach dem Besetzen des Stadels zu errichtenden Vordermauer bis zur Hintermauer) = 1,830 m; Höhe vom Rost bis zur Basis

des Ziegelbogens = 1,421 m; Höhe von der Sohle bis zum Rost = 0,457 m. Dieselben besitzen Abzugscanäle für die Gase in der Rückwand. Auf den Rost des Stadels wird eine Holzlage gebracht und auf diese der Stein, dessen Menge 5 bis 6 t beträgt. Nach dem Anzünden brennt der Stein im ersten Feuer gewöhnlich 4 Tage, in den folgenden Feuern je 3 Tage. Für jede Stadelfüllung werden pro Feuer je nach dem Schwefelgehalte des Steins 10 bis 20 Cubikfuss Holz verbraucht. Hartes Holz bewährt sich bei Weitem besser als weiches Holz.

Von Heine sind früher (Bergmannsfreund 1. 51) für die Steinröstung Stadeln von 1,88 m Länge, 1,88 m Breite und 1,57 m Höhe empfohlen worden. Dieselben sollten in den ersten Feuern 10 t Stein und in den letzten Feuern 5 bis 6 t Stein fassen.

Die Röstung in Schachtöfen

findet Anwendung als Vorröstung für Steine, deren Röstgase auf Schwefelsäure verarbeitet werden sollen, und bedingt zur vollständigen Entschwefelung eine Nachröstung des Steins in Haufen, Stadeln oder Flammöfen.

Für Steine in Stückform wendet man Kilns, wie sie bereits oben beschrieben sind, an. An Kupfer reiche Steine (über 50 % Kupfer) schmelzen leicht zusammen und sind daher für die Kilnröstung nicht geeignet. Kiesbrenner eignen sich wegen ihrer geringen Höhe überhaupt nicht zur Röstung von Steinen. Um ein Zusammensintern der Stücke zu verhüten, setzt man den ungerösteten Steinen je nach der Leichtschmelzigkeit derselben mehr oder weniger gerösteten Stein zu. Durch den Zuschlag desselben hat man es in der Hand, Versetzungen der Oefen vorzubeugen, verringert dadurch aber natürlich das Durchsetzquantum der Oefen an rohem Stein. In Oefen von 1,44 m Breite, 1,72 m Länge und 2,80 m Höhe werden in 24 St. 1,25 t Stein (0,75 t ungeröstet und 0,5 t geröstet) durchgesetzt. (Altenau i. Harz). In den neuesten Kilns zu Oker, welche 4 m Höhe, 1,20 m Breite und 2,30 m Länge besitzen (früher 4 m Höhe, 1,40 m Länge und 2,45 m Breite), setzt man in 24 Stunden 3 t Stein (mit 32 bis 39 % Kupfer), darunter 20 bis 30 % bereits angerösteten Stein durch. Nach der Röstung sind mindestens noch 3 Feuer zur Totröstung erforderlich, da die Röstung in Schachtöfen den Schwefelgehalt nur auf 8 bis 10 % herabsetzt.

Für Steine in Pulverform hat man bis jetzt nur die oben erwähnten Gerstenhöfer'schen Oefen angewendet. Der Stein wird nach dem Abstechen granulirt und dann gemahlen. Die Gerstenhöfer-Oefen haben den Nachtheil der Bildung grosser Mengen von Flugstaub. In einem derartigen Ofen wurden in 24 Stunden in Mansfeld (wo diese Oefen früher in Anwendung standen, aber wegen der Flugstaubbildung wieder abgeschafft worden sind) 10 bis 15 t Rohstein von 25 bis 29 % Schwefel auf 12 bis 14 % Schwefel abgeröstet. Selbstverständlich muss dieser Röstung (zum Zwecke der Totröstung) eine Flammofenröstung folgen. Andere Arten von

Schachtröstöfen sind bis jetzt nicht zur Anwendung gelangt und haben auch bei der Geneigtheit des Steins zum Sintern wenig Aussicht auf Erfolg.

Die Röstung in Flammöfen

ist die beste und bequemste Art der Röstung des Kupfersteins. Dieselbe setzt hohe Essen zur Ableitung der Röstgase in möglichst hohe Luftschichten voraus. Als Flammöfen können die sämmtlichen oben angeführten Flammöfen für die Röstung der Erze Anwendung finden. Da der Stein schwefelärmer ist als die Erze, so erfordert die Röstung desselben in Flammöfen mehr Brennstoff als die Erzröstung; auch ist die Leistung der Flammöfen bei der Steinröstung geringer als bei der Erzröstung.

In Altenau im Oberharz werden in einem Fortschaufelungsofen in 24 Stunden $3\frac{1}{2}$ bis 4 t Kupferstein von 20% Schwefel auf 2% Schwefel abgeröstet bei einem Brennstoffverbrauch von 0,75 t, d. i. 20 t Kohle auf 100 t Stein.

In Brixlegg in Tyrol werden in einem Fortschaufelungsofen in 24 Stunden 3 t Rohstein tot geröstet bei einem Verbrauche von 0,13 cbm Torf auf 100 kg Röstgut.

In einem Brückner-Ofen werden in Omaha (Staat Nebraska) in 24 Stunden 6 t Kupferstein von 35% auf 3% Schwefel abgeröstet, bei einem Brennstoffverbrauche von 1 t Steinkohlen.

In den rotirenden Cylindern mit continuirlichem Betriebe ist die Totröstung schwierig, wenn man nicht den Stein durch mehrere dieser Oefen hindurchgehen lassen will. —

Die Röstung in Gefässöfen

wird nur sehr selten ausgeführt. Sie kann zur Anwendung kommen, wenn die Nothwendigkeit der Unschädlichmachung der gesammten, bei der Röstung des Steins entwickelten „Schwefligen Säure" geboten ist. Am meisten dürften sich in diesem Falle die Hasenclever-Muffelöfen empfehlen. Dem Verfasser sind keine Beispiele von der Totröstung des Steins in Muffelöfen Zeit bekannt.

Das Verschmelzen des gerösteten Kupfersteins auf Rohkupfer.

Der totgeröstete Kupferstein besteht im Wesentlichen aus Oxyden des Kupfers und Eisens sowie aus einer geringen Menge von Sulfaten und unzersetzten Schwefelmetallen. Durch das Schmelzen in Schachtöfen soll das Kupferoxyd zu Kupfer reducirt, das Eisenoxyd dagegen zu Eisenoxydul reducirt und verschlackt werden. Das noch vorhandene Kupfersulfat soll in Kupferoxyd und Schwefelsäure bzw. Schweflige Säure und Sauerstoff zerlegt und das so entstandene Kupferoxyd gleichfalls zu Kupfer reducirt werden. Ein Theil des Schwefelkupfers und Schwefeleisens soll durch die Oxyde des Kupfers zerlegt werden (in Kupfer bzw. Eisenoxydul

Eisen, 0,7 bis 0,8% Schwefel und 97,2 bis 98,4% Kupfer, Ore Knob copper 1,4% Eisen, 1,1% Schwefel und 96,8% Kupfer.

Die Zusammensetzung verschiedener europäischer Schwarzkupferso ergiebt sich aus den nachstehenden Analysen.

	Mansfeld	Fahlun (Schweden)	Atvidaberg (Schweden)	Stefanshütte (Oberungarn)
Cu	94,52	94,44	94,39	86,50
Fe	0,62	3,29	2,04	3,50
Zn	1,09	0,33	1,55	—
Pb	1,93	0,57	0,19	—
Ag	0,03	0,07	0,11	0,25
Ni	0,76	0,23	0,63	Spur
CO	0,23	0,18	—	Spur
S	0,86	0,75	0,80	1,05
				Sb : 8,46

Das Rohkupfer kann wegen der in ihm enthaltenen fremden Besta theile noch keinerlei Verwendung finden, sondern bedarf einer vorgängi Reinigung. Enthält das Rohkupfer grössere Mengen von Silber, wie sehr häufig der Fall ist, so wird es von denselben auf trockenem, nas oder elektrometallurgischem Wege geschieden. (Verbleiung, Amalgamat Extraction, Elektrolyse.)

Der Dünnstein, auch Dünnlech oder Oberlech genannt, ist reicher Kupferstein mit bis über 70% Kupfer. Er führt diesen Nan weil er in dünnen Scheiben von dem Schwarzkupfer, über welchem er ansammelt, abgehoben wird. Derselbe stellt eine Verbindung von H schwefelkupfer und Einfachschwefeleisen dar ($Cu_2S + FeS$) und ist Blasenräumen durchsetzt, in welchen sich metallisches Kupfer in dr oder moosförmigen Gebilden ausgeschieden findet. (Nach Plattner's suchen soll ein aus Cu_2S und FeS bestehender Stein die Eigenschaft sitzen, metallisches Kupfer aufzulösen, indem sich Cu_2S und Fe_2S bil Bei langsamer Abkühlung soll sich das gelöste Kupfer unter Rückbild von FeS ausscheiden.) (Auch metallisches Silber findet man in sil reichen Kupfersteinen ausgeschieden, indem das FeS desselben metallisc Silber unter Bildung von Ag_2S und Fe_2S aufnimmt und beim Erka das Silber unter Rückbildung von FeS ausscheidet.) Nach Münster die Ausscheidung von Kupfer im Stein in Folge einer Reaction zwisc Kupferoxydul (aus den Schlacken) und Schwefelkupfer erfolgen. Die h bei entstehende Schweflige Säure soll bei ihrem Entweichen das metallis Kupfer aus dem erstarrenden Stein heraustreiben.

Der Dünnstein wird, wie der Kupferstein, tot geröstet und dann Schwarzkupfer verschmolzen. Die Zusammensetzung des Dünnsteins aus den nachstehenden Analysen ersichtlich.

	Mansfeld	Fahlun	Phönixhütte (Oberungarn)
Cu	70,89	59,75	60,00
Fe	5,63	13,82	16,52
S	20,95	21,96	22,25
Zn	0,52	1,00	—
Pb	0,60	4,08	—
Ag	0,01	—	—

Die Schlacken sind gewöhnlich Singulosilicate, manchmal auch etwas höher silicirt. Sie enthalten stets gewisse Mengen Kupfer (1 bis 3% Kupferoxydul) als Silicat und werden desshalb beim Erzschmelzen, wo sie auch durch ihren Eisenoxydulgehalt auf die Verschlackung von Kieselsäure hinwirken, zugeschlagen.

Ihre Zusammensetzung ist aus den nachstehenden Analysen ersichtlich.

	Mansfeld	Fahlun (Schweden)	Röros (Norwegen)
Kieselsäure	29,94	30,93	31,44
Eisenoxydul	45,14	69,07	55,21
Thonerde	7,31	—	7,86
Kalk	5,77	—	—
Magnesia	1,25	—	4,46
Kupferoxydul	2,42	Nicht bestimmt	—
Zinkoxyd	5,45	—	—

In Mansfeld wurden früher in einförmigen Brillenöfen von 5,92 m Höhe in 24 Stunden 10 bis 12 t gerösteter Kupferstein bei 25% Koksverbrauch durchgesetzt.

In Brixlegg in Tyrol wird der totgeröstete Stein mit 15% Quarz und 15% Rohschlacke in Pilzöfen von 7 m Höhe, 1,2 m Durchmesser in der Formebene und 1,7 m Durchmesser an der Gicht bei 15 mm Quecksilber Windpressung geschmolzen. Als Brennstoff dient ein Gemenge von Holzkohlen und Koks. In 24 Stunden setzt man 8 t Stein durch.

Im Kaukasus (Kedabeg) wurden in 24 Stunden in 5 m hohen Oefen von 1,3 m Breite und 1,70 m Tiefe 6—7 t totgerösteter Rohstein bei 50% Holzkohlenverbrauch vom Gewichte des Steins durchgesetzt.

In Altenau (Oberharz) setzt man in einförmigen Brillenöfen von 3,60 bis 4,82 m Höhe und 1 m Durchmesser bei 20 mm Quecksilbersäule Windpressung in 24 Stunden 5 t totgerösteten Stein mit wechselnden Mengen von Schlacken bei 1,5 t Koksverbrauch durch.

In Atvidaberg (Schweden) und Fahlun (Schweden), wo früher gleichfalls Schwarzkupfer aus tot geröstetem Rohstein hergestellt wurde, ist der trockene Weg durch den nassen Weg der Kupfergewinnung ersetzt worden.

Die Schmelzöfen waren ähnlich eingerichtet, wie die oben beschriebenen Sulnöfen, nur waren sie enger, 3förmig und als Tiegelöfen zugestellt. Die Höhe derselben betrug 5,14 m. Auf 2 Gew.-Th. gerösteten Steins setzte man 0,20 bis 0,40 G.-Th. Erzschlacke, 0,2 bis 0,40 G.-Th. kupferhaltige Abfälle (Gaarkrätze) und unter Umständen auch gewisse Mengen von Quarz. Auf 2 G.-Th. gerösteten Rohsteins wurden 0,60 G.-Th. Koks verbraucht.

Der deutsche Prozess der Kupfergewinnung in Verbindung mit der Concentration des Kupfersteins.

Dieser Prozess wird, wie erwähnt, ausgeführt, wenn der Rohstein kupferarm oder durch grössere Mengen von Arsen, Antimon oder Blei verunreinigt ist. Der Kupferstein vom Erzschmelzen wird in diesem Falle nur bis zu einem bestimmten Grade abgeröstet und dann auf einen reineren kupferreicheren Stein verschmolzen, in welchem bei einem Silbergehalte der Erze auch das Silber concentrirt ist. Ist dieser Stein, der sog. „Spurstein“ oder „Doublirstein“, noch unrein (As-, Sb- und Pb-haltig), so wird sowohl die Röstung desselben bis zu einem bestimmten Grade als auch das Verschmelzen des gerösteten Steins noch ein oder mehrere Male wiederholt. Diese Wiederholungen der Spurarbeit nennt man zweites, drittes etc. Spuren bzw. Concentriren oder Doubliren. Als Erzeugnisse dieser Wiederholungen der Spurarbeit erhält man reine, an Schwefelkupfer bzw. Schwefelsilber reiche Steine und Schlacken.

Die Röstung des Steins bis zu einem bestimmten Grade findet in der nämlichen Weise und in den nämlichen Apparaten statt, wie bereits beschrieben ist. Nur wird sie nicht bis zur Totröstung des Steins getrieben. In manchen Fällen wird sie indess so weit fortgesetzt, dass beim Verschmelzen des gerösteten Steins ausser dem Spurstein auch ein gewisser Theil Schwarzkupfer fällt, welches Antimon und Arsen sowohl, als auch einen grossen Theil des Silbergehaltes und besonders den Goldgehalt des Steins aufnimmt.

Das Verschmelzen des gerösteten Steins findet in den nämlichen Oefen wie das Verschmelzen der Erze und die Rohkupferarbeit statt. Die Oefen sind als Sumpföfen, Tiegelöfen und Spuröfen zugestellt. Zur Verschlackung des Eisens schlägt man saure Schlacken vom Erzschmelzen, quarzige Kupfererze oder mit sauren Silicaten gemengte Kupfererze in solchen Mengen zu, dass Singulosilicatschlacken entstehen. Diese Schlacken halten stets über $^1/_2$ % Kupfer zurück und werden beim Verschmelzen der Erze zugeschlagen.

Das Spuren bzw. Concentriren in Schachtöfen ist auf den meisten Werken durch das Spuren in Flammöfen ersetzt worden, weil man in den letzteren reinere Steine erhält. Dagegen wird es beim Verschmelzen von Kupfersteinen, welche grössere Mengen von Blei enthalten und bei deren

Verarbeitung Blei fällt, vortheilhafter in Schachtöfen als in Flammöfen ausgeführt. So steht es für die bleihaltigen Kupfersteine, welche bei der Gewinnung des Bleis fallen, sowie für Steine, welche bei der Verarbeitung bleihaltiger Kupfererze (z. B. sogen. melirter Erze in Oker) fallen, in Anwendung. So erhält man beispielsweise in Oker beim Verschmelzen von Erzen mit 4,78 % Kupfer, 8,84 % Blei, 12,55 % Eisen, 24,11 % Schwefel, welche vorher in Schachtöfen auf 10 bis 12 % Schwefel und dann durch eine zweimalige Haufenröstung auf 5 bis 6 % Schwefel abgeröstet sind, in Schachtöfen ausser Werkblei einen Stein mit 16 bis 20 % Kupfer, 4 bis 5 % Blei und 0,02 % Silber. Derselbe wird in Schachtöfen geröstet und dann unter Zuschlag kieselsäurehaltiger Kupfererze (sogen. Kniest) in Schachtöfen auf einen Stein mit 45 % Kupfer und 0,05 bis 0,06 % Silber und auf eine blei-, arsen- und antimonhaltige Kupferlegirung (mit bis 60 % Kupfer) verschmolzen.

Die nähere Zusammensetzung verschiedener Spursteine von früheren Betrieben ergiebt sich aus den nachstehenden Analysen:

	Freiberg	Altenau	Mansfeld	Oker
Cu	32—43	63,9	51,37	64,38
Fe	16—20	8,1	18,67	8,93
Pb	14—17	7,3	—	2,95
Ni, CO, Zn	—	—	6,54	1,34
Ag	0,2—0,3	—	—	—
S	21—24	20	24,35	20,79

Die kupferreichen Spursteine zeigen Ausscheidungen von Kupfer, wie sie bei den Dünnsteinen erwähnt worden sind.

Die Zusammensetzung der Spurschlacken ist aus den nachstehenden Analysen ersichtlich:

	Mansfeld (Aeltere Schlacken)	Altenau	Oker
Kieselsäure. . . .	33,1—34,1	27,6	27,14
Thonerde.	5,6—11,2	6,5	17,82
Eisenoxydul . . .	32 —51,5	54,3	47,93
Kalkerde	5 —17,1	4,1	3,41
Magnesia	0 — 4,6	0,6	—
Kupferoxydul . .	0,7—3	1,4	—
Bleioxyd	—	4,8	—
Antimonoxyd . .	—	1,0	—
Schwefel	0 — 0,46	—	—
			Zn O 1,24

Durchsetzquantum, Windpressung und Brennstoffverbrauch sind ähnlich wie beim Verschmelzen des tot gerösteten Rohsteins.

In Oker wurde früher Kupferstein von 35 bis 45% Kupfergehalt erst in Schachtöfen (Kilns) auf 10 bis 11% Schwefel und dann in Haufen (2 Feuer) auf 4 bis 5% Schwefel abgeröstet. Darauf wurde derselbe in zweiförmigen Schachtöfen von 2,75 m Höhe (von der Formebene bis zur Gicht) bei einer Pressung von 25 mm Quecksilbersäule unter Zuschlag von 20 bis 30% Kniest (d. i. kupferkieshaltigem Thonschiefer) auf Spurstein und Schwarzkupfer verschmolzen. In 24 Stunden wurden 7 bis 8 t Stein bei einem Koksverbrauch von 38 bis 40 Gew.-Th. auf 100 Th. Beschickung durchgesetzt. — Zu Altenau im Oberharz werden Steine mit 25 bis 40% Kupfer und 9 bis 14% Blei in Schachtöfen von 2,80 m Höhe, 1,44 m Breite und 1,72 m Länge von 20 auf 7% Schwefel abgeröstet. In 24 Stunden setzt man 1,25 t Stein durch (0,75 t ungerösteten und 0,5 t bereits gerösteten Stein). Der so vorbereitete Stein wird in runden einförmigen Brillenöfen von 1 m Durchmesser auf einen concentrirten Kupferstein mit bis 70% Kupfer (bei dessen Herstellung auch schon ein Theil Rohkupfer fällt) verschmolzen. Auf 100 Th. Stein werden bis 140 Th. Schlacken zugeschlagen. Die Windpressung beträgt 16 bis 20 mm Quecksilbersäule. In 24 Stunden werden 5 t Kupferstein bei 1,5 t Koksverbrauch durchgesetzt.

Beispiele für den deutschen Prozess der Kupfergewinnung.

Der deutsche Prozess wird nur noch an wenigen Orten ausgeführt, da das Spuren des Steins sowohl als auch das Schwarzkupferschmelzen gewöhnlich in Flammöfen ausgeführt wird, so dass ein vereinigter deutsch-englischer Prozess entsteht.

Er steht z. B. noch in Anwendung zu Brixlegg in Tyrol für silberfreie Kupfererze. Dieselben sind quarzige Kupferkiese mit 15% Kupfer. Sie werden theils in Haufen geröstet, theils roh zum Verschmelzen gebracht. Die Haufenröstung beabsichtigte man zur Zeit der Anwesenheit des Verfassers in Brixlegg durch die Röstung in Fortschaufelungsöfen zu ersetzen.

Die Erze (25% geröstet und 75% roh) werden wegen ihres Gehaltes an Kieselsäure, welcher sich auf 27% beläuft, mit Kalk und basischen Schlacken beschickt und in Pilz-Oefen verschmolzen. Diese Oefen sind 7 m hoch, haben an der Gicht 1,7 m, in der Formebene 1,2 m Durchmesser und sind in der Gestellgegend mit gusseisernen Kühlkasten versehen. Die Windpressung beträgt 20 bis 22 mm Quecksilber. In 24 Stunden setzt man 12 t Erz bei einem Koksaufwande von 35% des Erzgewichtes durch. Der erhaltene Rohstein enthält 35% Kupfer. Die Schlacke mit 0,15 bis 0,4% Kupfer wird theils abgesetzt, theils als Zuschlag bei der Schwarzkupferarbeit verwendet.

Der Rohstein wird granulirt und in Flammöfen tot geröstet. Die Röstflammöfen sind Fortschaufelungsöfen mit doppelter Sohle und werden

durch Torfgas geheizt. Ein solcher Ofen fasst im Ganzen 3 t Stein, welche Menge in 24 Stunden bei einem Verbrauche von 0,13 cbm Torf auf 100 kg Röstgut tot geröstet wird. Der tot geröstete Stein wird mit 15% Quarz und 15% Rohschlacke auf Schwarzkupfer verschmolzen. Die Schachtöfen sind als Brillenöfen zugestellt. Als Brennstoff dient ein Gemenge von Holzkohlen und Koks. Die Windpressung beträgt 15 mm Quecksilber. In 24 Stunden werden 8 t Stein durchgesetzt. Man erhält Schwarzkupfer, Dünnstein und Schlacke. Das Schwarzkupfer wird raffinirt. Der Dünnstein wird in der nämlichen Weise behandelt wie der Kupferstein. Die Schlacke wird beim Erzschmelzen zugesetzt.

Zu Kedabeg im Kaukasus wurden kiesige, quarzige und zinkblendehaltige Erze in Haufen, das Erzklein in Gerstenhöfer'schen Oefen geröstet und dann in Sumpföfen mit Holzkohlen auf Rohstein verschmolzen. Der Rohstein (mit 15 bis 30% Kupfer) wurde in Haufen tot geröstet und dann in Brillenöfen auf Schwarzkupfer und Dünnstein verschmolzen. Der Dünnstein wurde tot geröstet und gleichfalls auf Schwarzkupfer verschmolzen.

Zu Atvidaberg in Schweden wurden früher quarzige und blendige Erze in Haufen und Stadeln einmal, kiesige Erze zweimal geröstet. Zur Entfernung des Zinks wurden in das Erz zwei Lagen Holzkohlen eingebettet. Das erste Feuer dauerte 4 bis 6 Wochen, das den kiesigen Erzen gegebene zweite Feuer 3 bis 4 Wochen. Durch die Röstung wurde das Schwefelzink in der ersten Zeit nur unvollständig zerlegt, so dass man beim Verschmelzen der Erze ein bis 8% Kupfer enthaltendes Gemenge von Schwefelmetallen und Schlacke, die sogen. Skumnas (auf deutsch: „Schaumstein") erhielt, dessen Zugutemachung Schwierigkeiten bereitete. Durch eine besser geleitete Röstung bzw. eine Verwandlung des Schwefelzinks in Zinkoxyd wurde später die Bildung dieser Skumnas vermieden. Die gerösteten Erze wurden in den oben erwähnten Sulu-Oefen unter Zuschlag von Schlacken vom Erz- und Schwarzkupferschmelzen auf Rohstein von 25 bis 30% Kupfer und eine Bisilicatschlacke verschmolzen. Auf 1 G.-Th. Erz verbrauchte man 0,60 G.-Th. Holzkohle oder 0,30 G.-Th. Koks.

Der Rohstein wurde während 6 bis 8 Wochen in Stadeln 5 bis 6 mal geröstet, wobei in den letzten Feuern Holzkohle eingemengt wurde, und dann in Schachtöfen mit Sumpfofenzustellung unter Zuschlag von Erzschlacken und Abfällen vom Gaarmachen des Kupfers auf Schwarzkupfer und Dünnstein verschmolzen. Auf 2 G.-Th. gerösteten Rohstein wurden 0,60 G.-Th. Koks verbraucht. Der Dünnstein wurde dem Rohstein in den letzten Röstfeuern zugesetzt.

In ähnlicher Weise wie zu Atvidaberg wurden auch die Kupfererze zu Fahlun in Schweden zu Gute gemacht.

Auf der Hütte zu Agordo in den Venetianischen Alpen wurden früher Kerne von der Kernröstung mit 7 bis 8% Kupfer ohne vorgängige Röstung mit Cementkupfer, welches aus den kupfersulfathaltigen Laugen vom

Auslaugen der Kernrinden mit Wasser durch Eisen niedergeschlagen worden war, und reichen Kiesen unter Zuschlag von Schlacken und Sandstein in 5,5 m hohen Brillenöfen auf Rohstein verschmolzen, welcher letztere nach vorgängiger Totröstung mit geröstetem Dünnstein, Erzschlacken, reichen Schlacken und Sandstein in $4^1/_2$ m hohen Sumpföfen auf Schwarzkupfer und Dünnstein verschmolzen wurde.

Zu Stefanshütte in der Zips (Ober-Ungarn) verschmilzt man 60% geröstete und 40% ungeröstete Fahlerze mit 14,5% Kupfer und 0,06% Silber in dreiförmigen Schachtöfen von 2,6 m Höhe und 1 m Weite mit Schwarzkupferschlacke und Quarz auf einen Rohstein mit 30% Kupfer und eine kupferhaltige Speise. An Brennstoff verbraucht man $^1/_4$ von dem Gewichte des Erzes an Holzkohle. Der Rohstein wird 12 bis 14 mal in Haufen geröstet und dann in Schachtöfen auf Schwarzkupfer und Dünnstein verschmolzen.

Der deutsche Prozess mit Steinconcentration fand beispielsweise früher zu Mühlbach im Salzburgischen Anwendung. Der Hüttenbetrieb ist indess von dort verlegt worden und wird gegenwärtig nach deutsch-englischer Methode in Bischofshofen im Thale der Salzach ausgeführt.

In Mühlbach wurde das aus Kupferkies, Quarz, Arsenkies und Eisenspath bestehende eine kleine Menge Nickel enthaltende Erz in 5 förmigen, 5 m hohen Rundschachtöfen mit Tiegelofenzustellung bei 14 mm Quecksilbersäule Windpressung ohne vorgängige Röstung mit Schlacken vom Kupferstein- und Schwarzkupferschmelzen und einem Theile gerösteten Rohlechs bei einem durchschnittlichen Kupfergehalte der Beschickung von 13% auf Rohstein mit 23% Kupfer verschmolzen. Der letztere wurde zweimal in Stadeln geröstet und dann in einem zweiförmigen Brillenofen bei 12 mm Quecksilbersäule Windpressung mit 10% Quarz und 10 bis 20% Erzschlacken auf concentrirten Stein mit 55 bis 60% Kupfer und einen kleinen Theil Schwarzkupfer verschmolzen. Der concentrirte Stein wurde durch Walzen zerkleinert und dann in Fortschaufelungsöfen geröstet. In 24 Stunden wurden 1,8 t tot gerösteten Steins bei einem Holzverbrauche von 7 cbm hergestellt. Der tot geröstete concentrirte Stein wurde in einem Brillenofen unter Zuschlag von Erzschlacken und Quarzsand auf Schwarzkupfer und Dünnstein verschmolzen. Der Dünnstein wurde gemahlen und beim Schwarzkupferschmelzen zugesetzt.

Der englische Prozess der Kupfergewinnung.

Der englische Prozess beruht, wie schon dargelegt worden, auf der Erzeugung von Kupfer durch die Einwirkung von Schwefelkupfer und Schwefeleisen auf die Oxyde des Kupfers. Die Reduction der letzteren erfolgt daher nicht, wie bei dem deutschen Prozesse, durch die Kohle, sondern durch den Schwefel der gedachten Schwefelmetalle. Die Kohle bzw. die Brennstoffe dienen beim englischen Prozess nur zur Herbeiführung

der für die gedachten Reactionen erforderlichen Temperatur, während sie beim deutschen Prozess sowohl zur Erwärmung als auch zur Reduction dienen. Das für die Reaction erforderliche Verhältniss zwischen Schwefelmetallen und Oxyden des Kupfers stellt man durch eine angemessene Röstung der Schwefelmetalle oder auch durch Zuschlag von oxydischen Kupfererzen oder von gerösteten Kupfersteinen oder von kupferreichen Schlacken zu den Schwefelmetallen her.

Von der Bleigewinnung durch die Röst- und Reactionsarbeit unterscheidet sich der englische Prozess dadurch, dass das Kupfer nicht durch eine einzige Röst- und Schmelzoperation gewonnen wird, wie das Blei, sondern dass hierzu eine ganze Reihe von Operationen erforderlich sind und dass abgesehen von der Rohkupferarbeit die Röstarbeiten getrennt von den Schmelzarbeiten in besonderen Apparaten ausgeführt werden.

In seiner einfachen Gestalt umfasst der Flammofenprozess die nachstehenden Operationen:

1. Das Rösten der Erze.
2. Das Verschmelzen der gerösteten Erze in Flammöfen auf Rohstein.
3. Das Rösten des Rohsteins.
4. Das Verschmelzen des gerösteten Rohsteins in Flammöfen auf Concentrationsstein.
5. Die Verarbeitung des Concentrationssteins in Flammöfen auf Rohkupfer und zwar entweder nach vorgängiger Röstung oder ohne vorgängige Röstung durch das sogen. „Röstschmelzen“.

Diese Art des Flammofenprozesses wird bei sehr reichen und reinen Erzen wohl (in seltenen Fällen) noch dadurch vereinfacht, dass man den gerösteten Rohstein sofort auf Rohkupfer verschmilzt, dass also die Concentrationsarbeiten ganz fortfallen. Sehr häufig dagegen erleidet die gedachte Art des Flammofenprozesses Abänderungen durch die Ausdehnung der Concentrationsarbeiten, nämlich wenn es sich darum handelt, die verschiedensten Arten von Erzen und unreine Erze auf gute Kupfersorten zu verarbeiten. Bei arsen-, antimon- und zinnhaltigen Erzen sowie bei einem Goldgehalte der Erze arbeitet man bei den Concentrationsarbeiten manchmal schon auf die Ausscheidung eines gewissen Theiles Rohkupfer hin, um Gold, Zinn, Antimon und Arsen in demselben anzusammeln. Der neben diesem Rohkupfer (in England bottoms genannt) erhaltene Stein ist verhältnissmässig rein und eignet sich zur Herstellung besserer Kupfersorten. Aus dem bei den Concentrationsarbeiten gefallenen Rohkupfer lassen sich nur Kupfersorten geringerer Qualität auf trockenem Wege herstellen, während sich mit Hülfe der Elektrolyse gute Kupfersorten aus demselben gewinnen lassen.

Die Ausdehnung der Concentrationsarbeiten bzw. die Herstellung verschiedener Stein- und Rohkupfersorten ist besonders in England üblich,

wo an wenigen Stellen (Swansea, St. Helens bei Liverpool) die vers sten Arten ausländischer Kupfererze mit den verschiedensten Ve gungen zu Gute gemacht werden. Von Swansea in Wales ausgeh sich für die Zugutemachung dieser Erzsorten ein ziemlich verv Flammofenprozess, der sogen. „Waleser"-Prozess, ausgebildet, welcl besonderen Besprechung unterzogen werden wird.

Der Flammofenprozess ist in der neueren Zeit vielfach r Schachtofenprozess combinirt worden, indem das Verschmelzen d und manchmal auch das Schwarzkupferschmelzen in Schachtöfer führt wird.

Der englische Prozess in seiner einfachen Gestal

(Ohne Ausdehnung der Concentrationsarbeiten.)

Rösten der Erze.

Durch die Röstung der Erze, in England calcination genan der Schwefel zum Theil aus denselben entfernt werden, während denselben gebunden gewesenen Metalle in Oxyde verwandelt sollen. Dabei soll eine solche Menge von Schwefel in den Erz handen bleiben, dass bei der Schmelzarbeit nicht nur das g Kupfer, sondern auch noch ein Theil Eisen an Schwefel gebunden wi bei dem Verschmelzen der Erze eine Schlacke von weniger als $^1/_2$% erhalten werden, so darf der Stein nicht viel über 35% Kupfer e An Orten indess, wo die Erze verhältnissmässig reich und rein, lohn und Brennstoff dagegen sehr theuer sind, wie z. B. in Montan Vereinigten Staaten, zieht man es aus ökonomischen Rücksich durch stärkere Röstung der Erze auf die Erzeugung eines reicheren (von 60% Kupfer) hinzuwirken und bis über 1% Kupfer in die S gehen zu lassen. Aus der nachstehenden, von Peters mitgetheilten ergiebt sich der Gehalt der Schlacke an Kupfer bei verschiedenen gehalten des Steins auf den Parrot works in Butte (Montana):

Kupfer im Stein Procente	Kupfer in der Schlacke Procente
64,3	0,85
62,7	1,05
66,5	0,92
66,2	1,10
65,9	0,67
61,8	0,64
63,6	0,87
64,5	0,82
63,3	0,76
66,2	1,32

Auf den Anaconda works (Montana) erzeugt man aus den gedachten Gründen einen Stein von 60% Kupfergehalt, in Chile von 50% Kupfergehalt, in Australien (Wallaroo works) von 50 bis 55% Kupfer.

Die chemischen Vorgänge bei der Röstung sind die nämlichen, wie sie bereits bei dem deutschen Prozess der Kupfergewinnung angeführt sind.

Auch gilt hinsichtlich der Röstapparate das Nämliche, was bei dem deutschen Prozess hierüber gesagt ist.

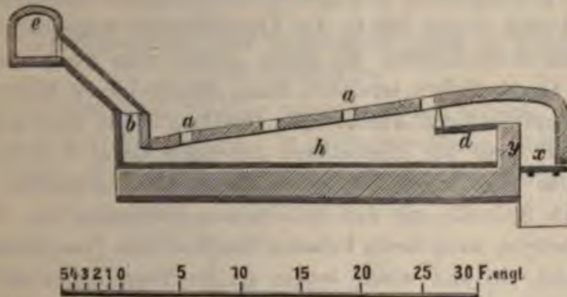


Fig. 92.



Fig. 93.

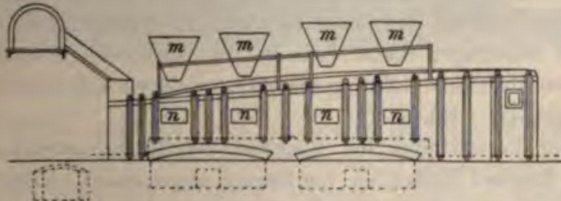


Fig. 94.

Die eigentlichen englischen Röstöfen sind in der neueren Zeit durch die grossen Fortschaufelungsöfen mit Handarbeit sowohl wie mit maschinellem Betriebe, durch die rotirenden Cylinder von Brückner und Oxland sowie durch die Schachtöfen für die Gewinnung von Schwefelsäure verdrängt worden.

Ein derartiger älterer englischer Röstofen ist durch die Figuren 92, 93 und 94 erläutert.

x ist der Rost (1,52 m unter dem Gewölbe und 0,99 m unter der Feuerbrücke belegen). Derselbe wird häufig in einen sogen. Klinkerrost verwandelt. h ist der 9,14 m lange und 3,73 m breite Heerd, welcher am

Fuchse 0,3 m, an der Feuerbrücke 1,22 m unter dem Gewölbe liegt. c sind Oeffnungen, durch welche das Röstgut in 4 unter dem Heerde befindliche Gewölbe entleert wird. Diese Gewölbe stehen mit Canälen zum Ableiten der Röstgase in Verbindung. y ist die Feuerbrücke, d ein Gewölbe, welches die in der Nähe der Feuerbrücke befindlichen Erze vor zu starker Erhitzung schützen soll. a sind Oeffnungen zum Einlassen der Erze in den Ofen durch über denselben angebrachte Trichter m. Dieselben werden während der Röstung durch Thonplatten oder Schieber verschlossen. n sind die an den beiden langen Seiten der Arbeitskammer angebrachten Arbeitsöffnungen zum Durchkrählen der Erze. Damit man die letzteren überall bequem mit Gezähstücken erreichen kann, ist die innere Mauer der Röstöfen mit stumpfwinkligen Ausladungen versehen. b ist der Fuchs, welcher den Ofen mit dem auf Eisenstäben ruhenden Canal e verbindet. Bei manchen Oefen geht durch die ganze Länge der Feuerbrücke ein Canal, welcher durch 3 Canäle mit dem Arbeitsraum verbunden ist. Durch diese hohle Feuerbrücke, nach ihrem Erfinder Sheffield'sche Feuerbrücke genannt, tritt kalte Luft ein und wird, indem sie die Feuerbrücke abkühlt, vorgewärmt. In einem derartigen Ofen werden in 24 Stunden 7 t Erz abgeröstet. Der Kohlenverbrauch soll 12 bis 15% vom Gewichte der Erze betragen, dürfte aber in Wirklichkeit höher sein.

Wie beim deutschen Prozess dargelegt, setzen die neueren Fortschaufelungsöfen und rotirenden Cylinder erheblich mehr durch. Sie werden desshalb auch, falls nicht eine Gewinnung von Schwefelsäure aus den Röstgasen erfolgen soll, in der neueren Zeit vielfach beim englischen Prozess zur Röstung angewendet.

Die Oefen mit periodischer Entleerung des ganzen Inhalts derselben gewähren den Vortheil, dass man die Erze im glühenden Zustande in die Schmelzöfen einbringen kann (wie es in Anaconda (Montana) bei Anwendung von Brückner-Oefen geschieht), wodurch erheblich an Zeit und Brennstoff gespart wird.

Bei der Verwerthung der Röstgase für die Schwefelsäurefabrication hat man in England Muffelöfen von Spence angewendet. Dieselben wurden entweder durch eine besondere Rostfeuerung oder durch die abgehenden Feuergase der Schmelzflammöfen geheizt.

Einen durch die abgehenden Feuergase der Schmelzflammöfen geheizten Muffelofen erläutert die nachstehende Figur 95. S ist der Schmelzflammofen; M ist die Muffel, deren untere Seite durch die aus dem Schmelzofen in den Raum r und von da durch den Canal k in die Esse ziehenden Feuergase geheizt wird. Die Erze werden durch den Trichter t am oberen Ende der Muffel aufgegeben und zeitweise nach dem unteren Ende derselben hin fortgeschaufelt, um schliesslich durch den Canal z in den Schmelzofen S zu gelangen. Die Röstgase treten am oberen Ende der Muffel in den z Schwefelsäurefabrik führenden Canal v. In 24 Stunden soll man in ein derartigen Fortschaufelungs-Muffelofen 6 t Erz abrösten.

Die gedachte Einrichtung hat den Nachtheil, dass der Röst- und chmelzbetrieb vollständig von einander abhängig gemacht sind.

Für zur Schwefelsäurefabrication bestimmte Erze, welche wegen ichten Sinterns oder zu geringen Schwefelgehaltes nicht in Schachtöfen geröstet werden können, dürfte sich der oben beschriebene Hasenclever-fen, welcher gleichfalls ein Fortschaufelungs-Muffelofen ist, am meisten npfehlen.

2. Das Verschmelzen der gerösteten Erze in Flammöfen auf Rohstein.

Die gerösteten Erze bestehen vorwiegend aus Oxyden und Schwefel-etallen des Eisens und Kupfers. In geringerer Menge enthalten sie Sul-te des Kupfers. Die Oxyde und Sulfate des Kupfers sollen in Schwefel-



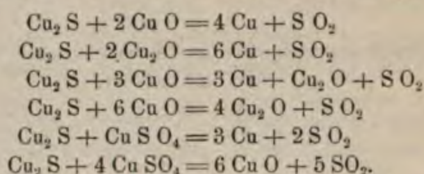
Fig. 95.

kupfer verwandelt und mit dem unzersetzt gebliebenen Schwefelkupfer sowie mit einem Theile des bei der Röstung unzersetzt gebliebenen Schwefel-eisens zu einem Stein, dem Rohstein, vereinigt werden. Das Eisenoxyd soll zu Oxydul reducirt und verschlackt werden. Das Schwefeleisen soll zum grösseren Theile in Oxydul verwandelt und verschlackt werden. Die den Erzen beigemengten Erden und Silicate sowie der Quarz sollen ebenso wie die ausser dem Kupfer und den Edelmetallen vorhandenen Oxyde der schweren Metalle verschlackt werden. Die Schlacke soll hinsichtlich ihrer Silicirungsstufe zwischen Singulo- und Bisilicat liegen.

Die verschiedenen zur Verfügung stehenden Erzsorten werden der-artig gattirt, dass grosse Mengen von Zuschlägen nicht erforderlich sind, weil andernfalls zu grosse Schlackenmengen entstehen, welche Kupferver-luste herbeiführen. Bei quarzigen Erzen schlägt man basische Schlacken von den Concentrationsarbeiten und dem Schwarzkupferschmelzen zu, während kiesige Erze mit quarzigen Erzen zu gattiren sind. Der Schlacken-

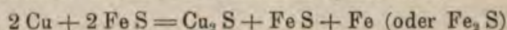
zuschlag beträgt je nach der Natur der Erze bis 30% vom Gewicht der Erze.

Sobald beim Verschmelzen die Reactionstemperatur erreicht ist, zerlegen sich ein Theil der Oxyde und, soweit sie nicht in Oxyde, Schweflige Säure und Sauerstoff zersetzt sind, auch die Sulfate des Kupfers mit Schwefelkupfer in metallisches Kupfer, bzw. Kupferoxydul oder Kupferoxyd und Schweflige Säure nach den nachstehenden Gleichungen:



$$Cu_2S + 2\,CuO = 4\,Cu + SO_2$$
$$Cu_2S + 2\,Cu_2O = 6\,Cu + SO_2$$
$$Cu_2S + 3\,CuO = 3\,Cu + Cu_2O + SO_2$$
$$Cu_2S + 6\,CuO = 4\,Cu_2O + SO_2$$
$$Cu_2S + CuSO_4 = 3\,Cu + 2\,SO_2$$
$$Cu_2S + 4\,CuSO_4 = 6\,CuO + 5\,SO_2.$$

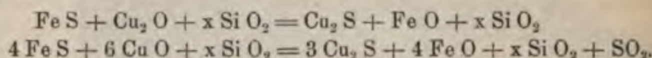
Das ausgeschiedene metallische Kupfer entzieht dem Schwefeleisen einen Theil Schwefel und bildet Schwefelkupfer, z. B.



$$2\,Cu + 2\,FeS = Cu_2S + FeS + Fe \text{ (oder } Fe_2S)$$

Die oben gebildeten Oxyde des Kupfers wirken von Neuem auf unzersetztes Schwefelkupfer ein.

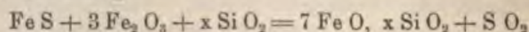
Ein anderer Theil der Oxyde des Kupfers zerlegt sich mit Schwefeleisen in Gegenwart von Kieselsäure in Schwefelkupfer und Eisenoxydul, welches letztere sich sofort mit der Kieselsäure zu einem Eisensilicate verbindet, z. B.



$$FeS + Cu_2O + x\,SiO_2 = Cu_2S + FeO + x\,SiO_2$$
$$4\,FeS + 6\,CuO + x\,SiO_2 = 3\,Cu_2S + 4\,FeO + x\,SiO_2 + SO_2.$$

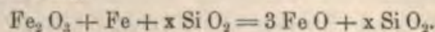
Das Schwefelkupfer vereinigt sich mit dem unzersetzt gebliebenen Schwefelkupfer und Schwefeleisen zu dem Rohstein.

Das im gerösteten Erze enthaltene Eisenoxyd kann nur als Oxydul verschlackt werden. Auf diese niedrigere Oxydationsstufe wird es durch den Schwefel des Schwefeleisens gebracht, welcher letztere in Gegenwart von Kieselsäure dem Eisenoxyd soviel Sauerstoff entzieht, dass er zu Schwefliger Säure oxydirt und das Eisenoxyd zu Eisenoxydul reducirt wird z. B. nach der Gleichung:



$$FeS + 3\,Fe_2O_3 + x\,SiO_2 = 7\,FeO,\ x\,SiO_2 + SO_2$$

Es ist auch möglich, dass ein Theil des Eisenoxyds durch metallisches Eisen, welches bei der Zerlegung des Schwefeleisens durch das bei den verschiedenen Reactionen ausgeschiedene metallische Kupfer frei geworden ist, in Gegenwart von Kieselsäure zu Eisenoxydnl reducirt und verschlackt wird nach der Gleichung:



$$Fe_2O_3 + Fe + x\,SiO_2 = 3\,FeO + x\,SiO_2.$$

Von sonstigen Bestandtheilen werden die arsensauren und antimonsauren Salze theils durch die Schwefelmetalle zu Arsen- und Antimonmetallen reducirt und gehen in den Stein, theils werden dieselben durch die Kieselsäure zersetzt. Schwefelzink geht theils in den Stein, theils

die Schlacke. Schwefelblei geht in den Stein über, ebenso das gesammte Silber. Zinkoxyd wird verschlackt.

Sind die Erze zu stark geröstet, so schlägt man ungeröstete Erze, sind sie zu schwach geröstet, so schlägt man oxydische Erze zu.

Die Flammöfen, in welchen der Schmelzprozess ausgeführt wird, besitzen einen ovalen concaven Heerd, welcher aus Sand, zerkleinertem Sandstein oder zerkleinertem Quarz hergestellt wird. Der zu diesem Zwecke in Swansea angewendete Meersand besteht nach Percy aus

Kieselsäure	87,87 %
Thonerde	2,13 -
Eisenoxyd	2,72 -
Kalk	3,79 -
Magnesia	0,21 -
Kohlensäure und Wasser	2,60 -

Die gepulverten Quarze, welche in Montana zur Herstellung von Heerden verwendet werden, enthalten nach Peters 95,3 bzw. 97,2% Kieselsäure. Man bringt den Heerd gewöhnlich in mehreren Lagen ein. Die untere Lage bringt man bei in Folge eines Basengehaltes zusammenfrittendem oder durch Zusatz einer gewissen Menge Schlacke frittbar gemachtem Materiale auf einmal ein und erhitzt bis zum Zusammensintern oder man stellt sie bei schwer frittendem Materiale aus einzelnen dünnen Lagen her, welche einzeln auf einander festgebrannt werden, so dass sie schliesslich eine feste undurchdringliche Masse bilden. Die obere Lage, den wirklichen Heerd, bringt man gleichfalls entweder auf einmal oder in einzelnen dünneren Lagen ein.

In Wales z. B. wird zuerst eine 20 bis 27 cm hohe Sandlage festgebrannt, über welche man zur besseren Frittung etwas Schlacke schüttet. Darüber werden in der nämlichen Weise noch zwei schwächere Sandlagen nacheinander festgebrannt. Die durchschnittliche Stärke des Heerdes beträgt 50 cm. Der Heerd ruht gewöhnlich auf einer Thonlage.

Die alten englischen Flammöfen sind ziemlich klein, indem sie nicht viel über $1\frac{1}{2}$ t Beschickung auf einmal aufnehmen können. In den Vereinigten Staaten hat man diese Oefen in der letzten Zeit gewaltig vergrössert, indem dieselben 6 bis 7 t Beschickung auf einmal aufnehmen, ohne dass hierdurch die Schmelzzeit und der Brennstoffverbrauch in gleichem Verhältnisse wachsen. Während die älteren Heerde eine Länge von 4,11 m und eine grösste Breite von 2,74 m besitzen, ist man später zu Heerden von 4,57 m Länge und 3,05 m Breite und in den letzten Jahren in den Vereinigten Staaten (Argo, Colorado) zu Heerden von 6,71 m Länge und 4,27 m Breite übergegangen. Dabei hat man den Heerd sich von der weitesten Stelle desselben, also der Mitte aus, nicht, wie es bei den älteren Heerden der Fall ist, allmählich nach dem Fuchse und der Feuerbrücke zu verjüngen lassen, sondern plötzlich, so dass derselbe bei Weitem breiter ist als die älteren Heerde.

Die Einrichtung eines älteren englischen Flammofens, sogen. Wa
Ofens, ergiebt sich aus den nachstehenden Figuren 96 bis 99. De

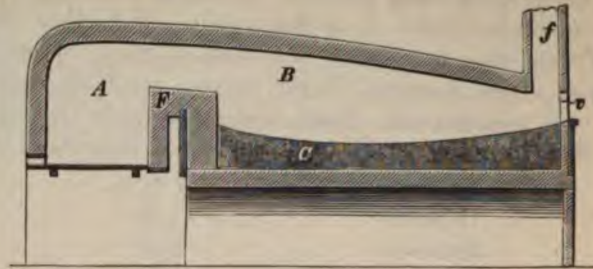


Fig. 96.

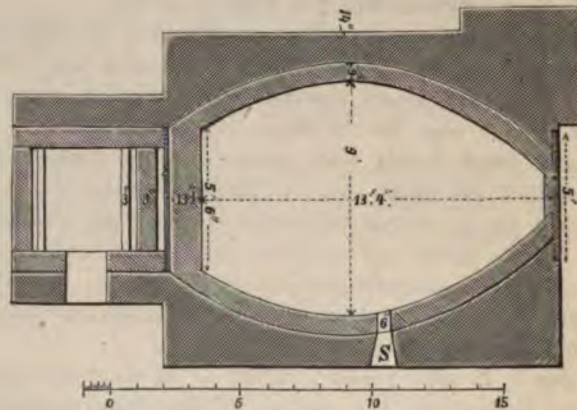


Fig. 97.

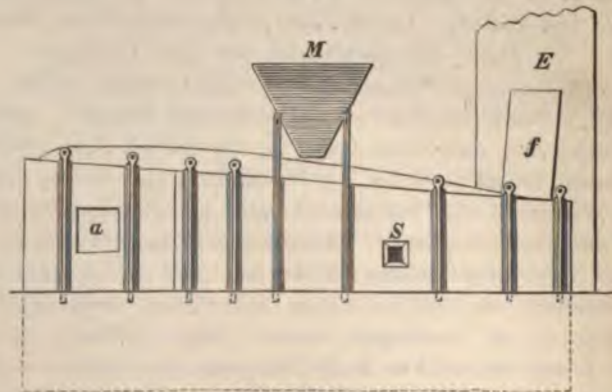


Fig. 98.

ist 4,066 m lang und 2,745 m breit. Erfahrungsmässig ist die vor
hafteste Grösse der Heerdfläche bei kleinen Heerden 14,30 qm, die

theilhafteste Grösse der Rostfläche 1,58 bis 1,76 qm. A ist die Rostfeuerung mit dem Schürloch a; F ist die hohle, nach dem Aschenfalle hin geöffnete Feuerbrücke. B ist die Erhitzungskammer, C der aus Sand hergestellte Heerd; f ist der in die Esse E mündende schräge Fuchscanal. Die Erze werden durch eine im Gewölbe der Erhitzungskammer angebrachte, dem Fülltrichter M entsprechende Oeffnung in den Ofen eingeführt. Gewisse Zuschläge (Schlacken) trägt man auch durch die Arbeitsöffnung v in den Ofen ein. S ist das Stichloch zum Abstechen des Steins. Man lässt denselben entweder in einen vor dem Ofen angebrachten Granulirbehälter oder in Sandformen fliessen. Die Schlacken werden vor dem Abstechen des Steins durch die Arbeitsöffnung v abgezogen. Die Höhe des Gewölbes über der Heerdsohle beträgt an der Feuerbrücke 0,90 m, am Fuchs 0,40 m. Die Höhe der Esse beträgt 20 m.

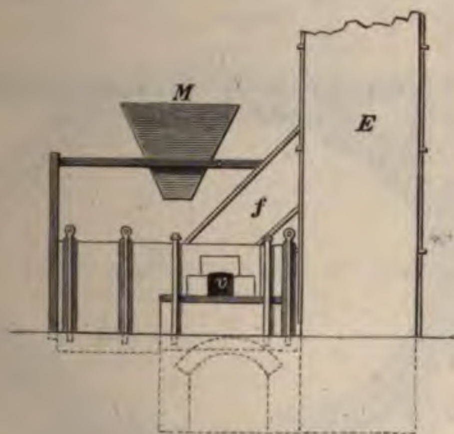


Fig. 99.

In einen derartigen Ofen setzt man in England 1,3 t Beschickung ein, welche in 3 bis 4 Stunden verarbeitet sind. In 12 Stunden werden drei Beschickungssätze zu 1,3 t verarbeitet.

Die Einrichtung eines neuen amerikanischen Flammofens ergiebt sich aus den nachstehenden Figuren 100 bis 104. Der Heerd ist im Lichten 6,71 m lang und 4,27 m breit. Die Rostfläche ist i. L. 1,220 m breit und 1,525 m lang. H ist der Heerd, e die Feuerung, d die Schüröffnung, c die Abstichöffnung für den Stein, a eine Art Arbeitsöffnung und b eine Oeffnung zum Abfliessenlassen der Schlacke, h die eigentliche Arbeitsöffnung, durch welche gleichzeitig Schlacke abgelassen werden kann, r die Fuchsöffnung, welche durch einen ansteigenden Fuchscanal k mit der Esse f in Verbindung steht; p ist die nach unten geöffnete Feuerbrücke. Die Verbrennungsluft tritt durch Canäle im Mauerwerk des Ofens unter den Rost. Die Schlacke lässt man in vor dem Ofen angebrachte

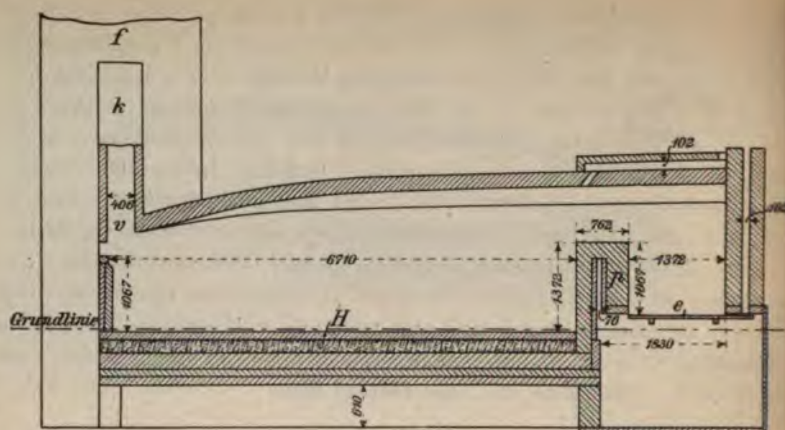


Fig. 100.

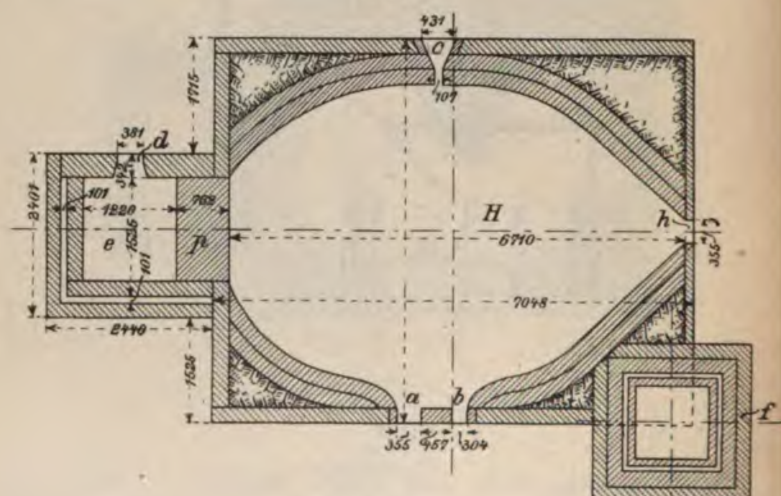


Fig. 101.

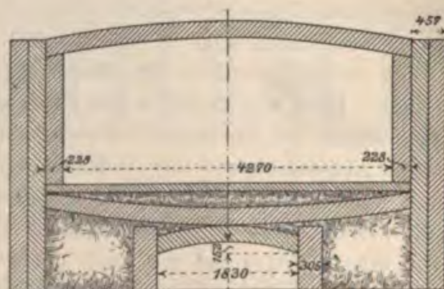


Fig. 102.

Schlackentöpfe, in welchen sich mitgerissener Stein absetzt, und aus den letzteren durch gusseiserne Rinnen vor das Hüttengebäude fliessen und zwar entweder in Schlackenwagen oder in einen Wasserstrom, welcher sie zu eine geeignete Stelle transportirt. Ist die Schlackenmenge sehr gross,

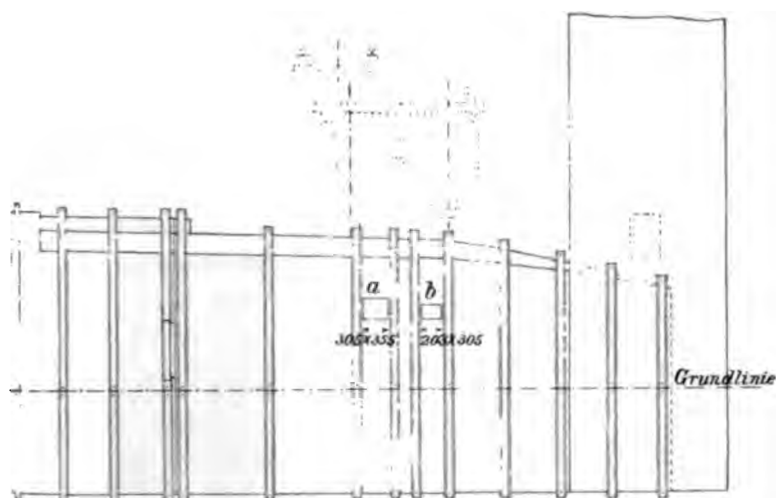


Fig. 103.

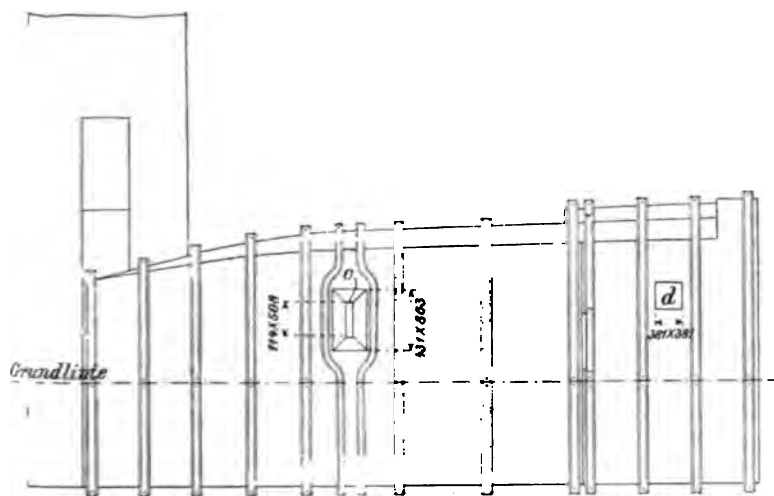


Fig. 104.

ie z. B. in Argo (Colorado), wo auf 1 t Stein 16 bis 18 t Schlacken len, so bringt man auch noch vor der Arbeitsöffnung h einen gusssernen conischen Topf an und verbindet denselben vermittelst einer gusssernen Rinne mit einem Sammeltopf aus Gusseisen, in welchem sich die

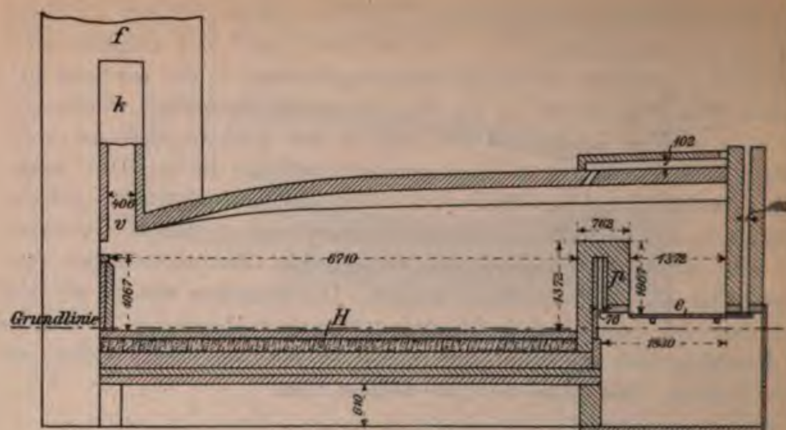


Fig. 100.

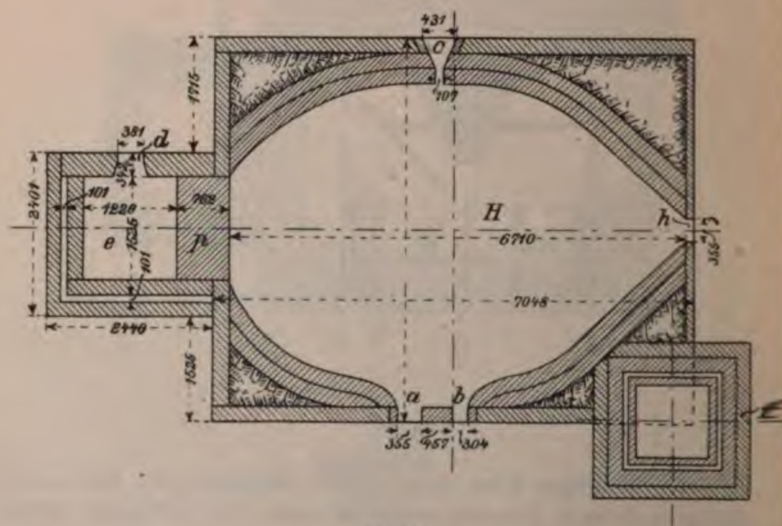


Fig. 101.

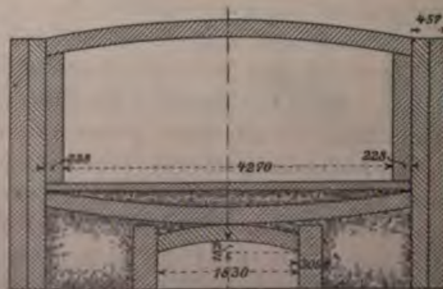


Fig. 102.

Schlackentöpfe, in welchen sich mitgerissener Stein absetzt, und aus den letzteren durch gusseiserne Rinnen vor das Hüttengebäude fliessen und zwar entweder in Schlackenwagen oder in einen Wasserstrom, welcher sie an eine geeignete Stelle transportirt. Ist die Schlackenmenge sehr gross,

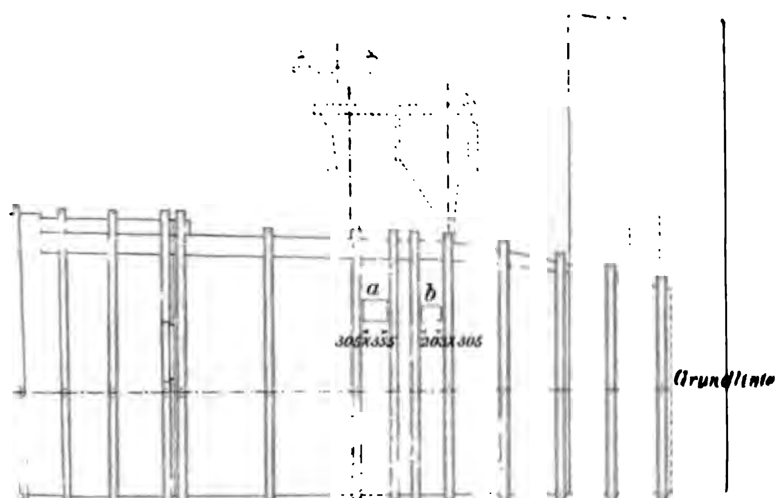


Fig. 103.

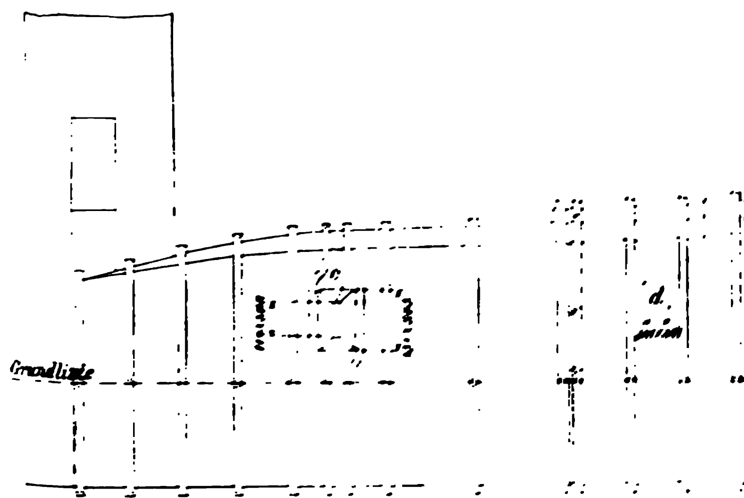


Fig. 104.

[illegible] in Argo [illegible] so [illegible] man [illegible] Rinne mit einem [illegible]

Schlacke von der Arbeitsöffnung sowohl wie von den Schlackenabfluss-öffnungen sammelt und dann aus demselben durch eine gusseiserne Rinne aus dem Hüttengebäude austritt. Eine derartige Einrichtung ist in Fig. 105 dargestellt. a ist der Schlackentopf vor der Schlackenabflussöffnung, b der Topf vor der Arbeitsöffnung des Ofens. Die Schlacke fliesst durch die Rinnen f bzw. e in den Sammeltopf c und aus demselben durch die Rinne d aus dem Hüttengebäude heraus. — Der Stein wird durch die Stichöffnung c des Flammofens in Sandformen oder in eiserne Formen abgestochen. Das Aufgeben der Erze geschieht durch 2 Oeffnungen im Gewölbe des Ofens vermittelst Trichter.

Ein derartiger Ofen setzt in 24 Stunden 28 t Beschickung durch.

Der Betrieb wird für kleine sowohl wie für grosse Oefen in gleicher Weise geführt. Die Beschickung wird durch die über den Oefen befindlichen Trichter auf den Heerd gestürzt und auf demselben ausgebreitet.

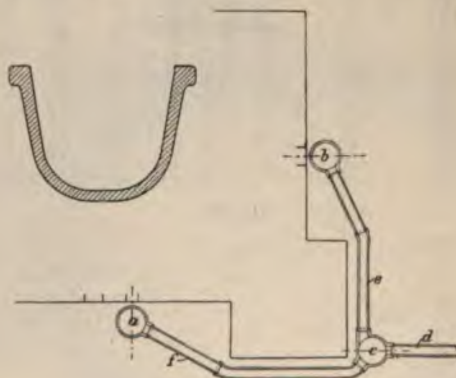


Fig. 105.

(In England setzt man die grösseren Schlackenstücke auch wohl durch die Arbeitsthüre ein, welches Verfahren indess nicht zu befürworten ist.) Darauf wird bei geschlossenen Thüren des Ofens stark gefeuert. Sobald die Masse niedergeschmolzen ist, was je nach der Grösse des Einsatzes und je nachdem die Erze aus den Röstöfen in glühendem Zustande auf den Heerd kommen oder nicht, nach mehreren bis 5 Stunden der Fall ist, steigen in Folge der Reaction der Metalloxyde auf die Schwefelmetalle in grosser Menge Blasen von Schwefliger Säure aus der ersteren auf. Man arbeitet die Masse jetzt durch, um noch ungeschmolzene Theile zum Schmelzen zu bringen. Sobald die Blasenbildung ihr Ende erreicht hat, wird die Masse nochmals durchgerührt und dann noch $^1/_2$ Stunde lang sehr starke Hitze gegeben, um Stein und Schlacke Gelegenheit zu geben, sich von einander zu trennen.

Man zieht darauf die Schlacke mit Hülfe von eisernen Haken durch die Arbeitsthüre oder bei den grossen Flammöfen gleichzeitig durch

mehrere Thüren ab. Man lässt sie in Schlackentöpfe oder in Sandformen laufen. In den Schlackentöpfen sowohl wie in den mit einander verbundenen Sandbetten, welche die Schlacke der Reihe nach durchfliesst, finden die von der Schlacke eingeschlossenen Steintheilchen Gelegenheit sich abzusetzen. Den Stein sticht man erst nach dem zweiten oder dritten Einsatz ab. Man füllt daher nach dem Abziehen der Schlacke sofort einen neuen Einsatz in den Ofen und verfährt wie beschrieben. Nach Verarbeitung des zweiten oder dritten Einsatzes sticht man den Stein in Granulirbehälter, in Sandformen oder in eiserne Formen ab. Stets lässt man aber einen gewissen Sumpf von flüssigem Stein im Ofen, damit keine Bildung von Ansätzen bei dem weiteren Beschicken des Ofens eintritt. Ueberhaupt ist es im Interesse eines raschen Betriebes und zur Vermeidung der Bildung von Ansätzen gut, den Stein nur in möglichst langen Zeitintervallen abzustechen. Der in Sandformen abgestochene Stein wird zerkleinert oder, wie es in England wohl geschieht, nochmals umgeschmolzen und erst dann granulirt.

Das Durchsetzquantum der Flammöfen hängt von der Grösse der Oefen bzw. Einsätze, der Natur der Erze und Brennstoffe und davon ab, ob die Erze glühend oder kalt in den Ofen kommen. Der Brennstoffverbrauch hängt von der Natur des Brennstoffs und der Erze sowie von der Temperatur der letzteren und der Grösse der Oefen ab.

In 24 Stunden verarbeitet man in einem kleinen englischen Ofen gegen 5 Einsätze zu 1,300 t. Der Brennstoffverbrauch beträgt auf 100 Th. Beschickung 40 G.-Th. bis 45 G.-Th. Kohle (Gemenge von Steinkohlen und Anthracitklein).

In Argo (Colorado) werden in einen der gedachten grossen Oefen 6 bis 7 t Beschickung eingesetzt und in 24 Stunden 28 bis 30 t Beschickung durchgesetzt bei einem Brennstoffaufwand von 33% Kohle.

Auf den Wallaroo-Werken in Süd-Australien werden 3 t Beschickung, bestehend aus 3 Theilen geröstetem und 1 Theil ungeröstetem Erz in 6 Stunden verarbeitet. In 24 Stunden werden 12 t Beschickung bei einem Brennstoffaufwand von 49% Kohle vom Gewichte des Erzes durchgesetzt.

Auf den Butte und Montana works bei Butte (Montana) werden $4\frac{1}{2}$ t geröstetes Erz in den Ofen eingesetzt. In 24 Stunden werden 6 Einsätze = 27 t bei einem Brennstoffaufwande von 10 t Kohlen = 37% vom Gewichte der Erze verarbeitet.

Auf den Werken zu Anaconda in Montana wird das geröstete Erz in rothglühendem Zustande direct aus den Brückner-Oefen in die 6 t fassenden Flammöfen gebracht. In 24 Stunden werden (wie mir auf den Anaconda works dargelegt wurde) 9 Einsätze zu 6 t bei einem Brennstoffaufwande von 9 t Kohle = 16 bis 17% Kohle verarbeitet.

Die Erzeugnisse vom Erzschmelzen sind Rohstein und Schlacke.

Der Kupfergehalt des Rohsteins hängt neben dem Kupferreichthum der Erze von dem Grade der Abröstung ab.

Bei dem Waleser Prozess führt man die Röstung so, dass ein von nicht über 35% Kupfer fällt. Dieser Stein, in England coarse oder regulus genannt, hatte nach Le Play nach einer Durchschnitt von 58 verschiedenen Einzelproben die nachstehende Zusammensetz

Cu	33,7
Fe	33,6
Ni, CO, Mn	1,0
Sn	0,7
As	0,3
S	29,2
Schlacke	1,1

Wie schon erwähnt, erzeugt man in Amerika und Australien von bedeutend höheren Kupfergehalten.

Die Schlacke ist Singulosilicat oder liegt zwischen Singulo- u silicat. Sie enthält stets grössere Mengen von Quarz mechanisch schlossen. Der Kupfergehalt derselben beträgt bei der Erzeugung vo unter 35% Kupfer selten über 1/2% Kupfer, bei höherem Kupferg des Steins, wie schon erwähnt, mehr.

Eine Durchschnittsprobe der Waleser Schlacke aus 58 verschi Einzelproben zeigte nach Le Play die nachstehende Zusammensetzu

Mechanisch eingeschlossener Quarz	30,5 %
Chemisch gebundene Kieselsäure	30 -
Eisenoxydul	28,5 -
Thonerde	2,9 -
Kalk	2,0 -
Magnesia	0,6 -
Manganoxydul, Nickeloxydul, Kobaltoxydul, Zinnoxyd	1,4 -
Calcium	1,1 -
Fluor	1,0 -
Kupfer	0,5 -
Eisen	0,9 -
Schwefel	0,6 -

oder

30,50 %	Quarz
65,40 -	Schlacke
0,55 -	Schwefeleisen
2,10 -	Fluorcalcium.

Das Rösten des Rohsteins.

Durch die Röstung des Rohsteins soll ein gewisser Theil Schwefel aus demselben entfernt werden. Die Menge des zu entfernenden Schwefels richtet sich danach, ob man nur concentrirten Kupferstein oder auch schon Rohkupfer erhalten will. Will man nur concentrirten Kupferstein erhalten, so röstet man den Rohstein so weit ab, dass beim Schmelzen ein concentrirter Stein von 60 bis 75% Kupfergehalt fällt. Will man Rohkupfer erhalten, so röstet man entweder soweit ab, dass im gerösteten Steine Oxyde und unzersetzte Schwefelmetalle in dem Maasse vorhanden sind, dass bei der Reaction derselben auf einander Rohkupfer fällt, oder man setzt hochgeröstetem Rohstein beim Verschmelzen eine entsprechende Menge ungerösteten Rohsteins zu.

Beim Waleser Prozess röstet man den Rohstein soweit ab, dass der Schwefel von 30 auf 13% herabgeht.

Die chemischen Vorgänge bei der Röstung sind die nämlichen wie bei der Röstung des Rohsteins für den deutschen Prozess.

Ebenso sind die Röstvorrichtungen die nämlichen.

Will man die Röstgase unschädlich bzw. nutzbar machen, so wendet man für Stückerze Kilns, für Pulver Gerstenhöfer-Oefen oder Hasenclever-Oefen an. Andernfalls benutzt man Flammöfen mit Hand- oder maschinellem Betrieb, besonders Fortschaufelungsöfen und rotirende Cylinder (Brückner, Oxland).

Die alten Waleser Oefen für die Steinröstung sind ähnlich eingerichtet wie die oben beschriebenen Waleser Oefen für die Erzröstung. Man setzt in dieselben $3^1/_2$ bis 5 t durch Granuliren, Walzen oder Pochen zerkleinerten Rohsteins ein und verstärkt unter häufigem Durchkrählen desselben das Feuer allmählich bis zu heller Rothglut. Die Temperatur darf aber nicht so hoch gesteigert werden, dass ein Sintern oder Schmelzen des Röstgutes eintritt. Zur Abröstung des Steins sind 24 Stunden erforderlich. Der Brennstoffverbrauch beträgt 40 bis 45% vom Gewichte des Rohsteins.

Diese Oefen werden in Bezug auf Durchsetzquantum und geringen Brennstoffverbrauch durch die oben angeführten Oefen bei Weitem übertroffen. Dieselben sind daher gegenwärtig grundsätzlich nicht mehr anzuwenden.

Auf den Wallaroo-Kupferwerken in Süd-Australien röstet man in einem rotirenden Cylinder mit continuirlichem Betriebe in 24 Stunden 12 t Stein bei 15% Kohlenverbrauch ab.

In Omaha (Nebraska) röstet man in Brückner-Oefen in 24 Stunden 6 t Stein von 35 auf 3% Schwefel bei 25% Kohlenverbrauch ab.

In Fortschaufelungsöfen mit Handbetrieb kann man je nach der Grösse derselben in 24 Stunden 5 bis 12 t Stein mit 20 bis 35% Steinkohle abrösten.

In Kilns von 4 m Höhe, 1,20 m Breite und 2,30 m Länge werde Oker in 24 Stunden 3 t Kupferstein mit 32 bis 39% Kupfer, daru 20 bis 30% bereits angerösteter Stein, so weit (bis auf 10% Schw abgeröstet, dass derselbe sofort auf concentrirten Stein von 60 bis 6 Kupfer verschmolzen werden kann.

Auf den Mansfelder Hütten röstet man in einem Kiln in 24 Stu 1,26 t Rohstein von 40% Kupfer soweit ab, dass bei dem Verschme desselben im Flammofen ein concentrirter Stein (Spurstein) von 74 76% Kupfergehalt fällt. Beim Rösten setzt man dem ungerösteten I stein zur Vermeidung von Sinterungen 1,5 bis 6% gerösteten Rohstein In Gerstenhöfer-Oefen röstete man früher in Mansfeld in 24 Stunden 10 15 t Rohstein auf 14% Schwefel ab.

Das Verschmelzen des gerösteten Rohsteins auf Concentrationsstein

geschieht in Flammöfen von ähnlicher Einrichtung wie die Flammöfen Verschmelzen der gerösteten Erze. Auch sind die chemischen Reactio beim Verschmelzen des Rohsteins die nämlichen wie beim Verschme der Erze. Zur Verschlackung des Eisens setzt man quarzige Erze Quarz zu. Durch Zuschlag von oxydischen Kupfererzen hat man e der Hand, auch aus verhältnissmässig kupferarmen Rohsteinen (von c. 3 Kupfer) reiche Concentrationssteine zu erzielen.

Man breitet die Beschickung zuerst auf dem Heerde aus und stei die Hitze allmählich bis zur Weissglut. Nach Beendigung der Bla bildung, welche durch die Reaction der Metalloxyde auf die Schw metalle hervorgerufen wird, scheiden sich Stein und Schlacke von eina in zwei Schichten ab. Die Schlacke hält indess noch Kupferoxydul, ches letztere erst durch Steigerung der Temperatur und längere Berühr des Steins mit der Schlacke in den ersteren übergeführt wird, indem entsprechende Menge von Eisen aus dem Steine in die Schlacke (als cat) geht. Durch die Temperatur beim Schmelzen und die Dauer letzteren hat man es daher in der Macht, die Schlacke möglichst arm Kupfer zu machen. So enthielten nach Versuchen von Le Play b Schmelzen des gerösteten englischen Rohsteins (coarse metal) auf h concentrirten Stein (white metal):

	der Stein Procent Kupfer	die Schlacken Procent Kupfer
nach 3 St. 10 Min.	54	9
- 5 -	65	5
- 5 - 50 Min.	74	3,5

Das Abstechen des Steins erfolgt je nach der Grösse des Einsa (1,25 bis 6 t) nach 5 bis 10 Stunden. Stein und Schlacke werden

weder gemeinschaftlich in gusseiserne Töpfe oder getrennt von einander abgestochen. Im letzteren Falle wird gewöhnlich zuerst der Stein abgestochen und dann die nachfliessende Schlacke in besondere Gefässe entleert.

In England stellt man in den oben beschriebenen Waleser Oefen aus dem gerösteten Rohstein mit 30 bis 35% Kupfer einen sehr reichen Stein mit 75% Kupfer, das sogen. white metal dar. Zu diesem Zwecke wird er mit einer entsprechenden Menge oxydischer Zuschläge (Kupfer-Carbonate, Rothkupfererz, kupferhaltige Schlacken) beschickt, welche auf die im Steine enthaltenen unzersetzten Schwefelmetalle einwirken. Die Grösse des Einsatzes beträgt nach Le Play 1,739 t. Nach 5 bis 6 Stunden ist der Prozess beendigt. Zuerst wird der Stein, dann die Schlacke in Sandformen abgestochen. In 24 Stunden werden 4 Einsätze = 6,95 t verarbeitet bei einem Brennstoffaufwand von 3,524 t eines Gemenges von Anthracit und Steinkohle, also etwas über 50% Brennstoff vom Gewichte der Beschickung. Aus 100 Th. Beschickung erhält man 40,2 Th. white metal, 28,1 Th. reiche Schlacke und 26,1 Th. arme Schlacke. Der durchschnittliche Kupfergehalt des Steins von den in 14 Tagen gefallenen Sorten desselben betrug 73,2%. Die Schlacken sind Gemenge von Singulo- und Bisilicaten, welche über 2% Kupfer und zwar den grösseren Theil desselben in der Gestalt von mechanisch beigemengtem Stein enthalten.

Die Zusammensetzung der reichen und der armen Schlacken von der Herstellung des weissen Steins ist aus den nachstehenden Analysen ersichtlich.

	Reiche Schlacke	Arme Schlacke
Kieselsäure	33	33,8
Eisenoxydul	55	56
Kupferoxydul	2,7	0,9
Sonstige Metalloxyde	2,0	2,1
Thonerde	1,6	1,5
Kalk	1,4	1,4
Magnesia	0,3	0,3
Kupfer	2,9	2,9
Eisen	0,3	0,3
Schwefel	0,8	0,8

Diese Schlacken werden beim Erz- und Steinschmelzen zugesetzt.

In Oker (Unterharz) verschmilzt man den in Kilns gerösteten Kupferstein von 30 bis 34% Kupfer auf concentrirten Stein, sogen. Spurstein von 60 bis 65% Kupfergehalt. Der Heerd des Flammofens ist 4,3 m lang und 3 m breit. Die Entfernung der Oberkante der Feuerbrücke vom Gewölbe beträgt 0,47 m, die Höhe derselben über dem Rost 0,66 m, über dem Heerd 0,39 m. Die Breite der Feuerbrücke beträgt 0,71 m. Der Feuerraum ist 1,1 m lang, 1 m breit und 1,25 m hoch. Die Heerdmasse besteht aus $^9/_{10}$ Th. gepochtem Quarz und $^1/_{10}$ Frischschlackenmehl.

Die Höhe der zu jedem Ofen gehörigen Esse beträgt 13,1 m. Der Einsatz in den Ofen beträgt 3 t, nämlich 2,50 t gerösteten Kupferstein, 0,25 t ungerösteten Kupferstein und 0,25 t sogen. Kupferkniest (d. i. ein kupferkieshaltiger, an Kieselsäure reicher Thonschiefer). Die durch 2 Aufgebetrichter durch das Heerdgewölbe auf den Heerd gebrachte und dort ausgebreitete Beschickung ist nach 4 Stunden eingeschmolzen. Nach 5 bis 6 Stunden ist die Blasenbildung in der Hauptsache beendigt. Es wird dann umgerührt, worauf Stein und Schlacke zusammen in 8 terrassenförmig unter einander gestellte gusseiserne Töpfe abgestochen werden. In den oberen Töpfen sammelt sich der Stein an, während in den unteren Töpfen Stein und Schlacke sich so trennen, dass der Stein einen König auf dem Boden der Töpfe bildet. Vor dem Erstarren des Inhalts der Töpfe wird ein Haken in die Masse eingesteckt. Vermittelst einer Laufkatze wird dieselbe nach dem Erstarren aus den Töpfen in Wagen gehoben und eine Zeit lang erkalten gelassen, worauf die Steinkönige von der Schlacke geschieden werden. Die Dauer des Prozesses beträgt 8 Stunden. In 24 Stunden werden 9 t Beschickung bei einem Brennstoffaufwand von 55% Steinkohle verarbeitet. Man erhält Stein mit 60 bis 65% Kupfer, 9% Eisen und 14% Schwefel sowie Schlacke (Singulosilicat mit 2 bis 3% Kupfer).

Auf den Mansfelder Werken wird in Kilns gerösteter Rohstein von c. 40% Kupfergehalt auf Spurstein von 70 bis 75% Kupfergehalt verschmolzen. Der Heerd ist 4,24 m lang, an der Feuerbrücke 1,15 m breit, in der Mitte 2,98 m und am Fuchse 0,47 m breit. Derselbe wird aus Quarz und Rohschlacke auf einer gegen 200 mm starken Lage von gesiebtem Quarze aufgeschmolzen. Die Feuerbrücke ist 0,94 m stark, das Flammloch 157 mm hoch. Der Rost ist quadratisch und hat 1,20 m Seite. Auf demselben wird ein Klinkerrost hergestellt. Die Esse ist 35 m hoch. Der Einsatz beträgt gegen 3 t gerösteten Rohsteins und 100 bis 120 kg Quarz oder kieselsäurereiche Kupfererze (Sangerhäuser Sanderze). Nach 5 bis $5\frac{1}{2}$ Stunden ist die Beschickung niedergeschmolzen. Das Niederschmelzen wird durch wiederholtes Umrühren befördert. Einige Zeit nachher ($\frac{1}{2}$ bis 1 Stunde) erfolgt das Abstechen. Man lässt den Sein, welcher zuerst aus dem Stichloch ausfliesst, durch eine eiserne, mit Lehm ausgeschlagene Rinne auf eine Eisenplatte fliessen; sobald Schlacke mit demselben ausfliesst, lässt man die flüssigen Massen in 5 bis 6 terrassenförmig untereinander gestellte Gusseisentöpfe fliessen, in welchen sich der Stein zu Boden setzt. Die Entfernung der Massen aus den Töpfen geschieht in der nämlichen Weise wie in Oker. In 24 Stunden werden 9 t gerösteten Steins durchgesetzt bei einem Steinkohlenverbrauch von 450 bis 500 kg per t Stein = 45 bis 50% vom Gewichte des gerösteten Steins.

Durch stärkere Röstung des Steins in Kilns d. i. durch Wiederholung der Röstung mit einem Theile des Steins erzeugt man auch aus einem

heile des Steins Rohkupfer (sogen. bottoms) und Spurstein mit 79% Cu nd einem hohen Silbergehalte. Das gesammte Gold und ein Theil des ilbergehaltes gehen hierbei in die bottoms über.

Die Verarbeitung des Concentrationssteins in Flammöfen auf Rohkupfer.

Die Verarbeitung des Concentrationssteins auf Rohkupfer kann auf zweierlei Weise erfolgen, nämlich mit oder ohne vorgängige Röstung des Concentrationssteins. Die Verarbeitung ohne vorgängige Röstung ist ein typisch englischer Prozess (roasting), bei welchem die für die Reaction erforderliche Oxydation eines Theiles der Schwefelmetalle im Schmelzflammofen stattfindet.

Verarbeitung des Concentrationssteins auf Rohkupfer mit vorgängiger Röstung.

Die Röstung des Steins wird in Flammöfen, Haufen oder Stadeln ausgeführt. Eine Röstung des Steins in Schachtöfen zum Zwecke der Gewinnung von Schwefelsäure aus den Röstgasen ist wegen des hohen Kupfergehaltes und der dadurch bedingten leichten Schmelzbarkeit sowie wegen des geringen Schwefelgehaltes desselben nicht mehr gut ausführbar.

Das Verschmelzen des gerösteten Steins geschieht in den nämlichen Oefen wie das Concentrations- bzw. das Erzschmelzen.

In Oker wird der Spurstein mit 60 bis 65% Kupfer, 0,06% Silber, 9% Eisen und 14% Schwefel einer drei bis viermaligen Haufenröstung unterworfen, wodurch der Schwefel auf 4 bis 5% heruntergebracht wird. Ein Haufen enthält 90 bis 100 t Stein und erfordert 10 Raummeter Scheitholz. Das erste Feuer dauert 3 Wochen, das zweite Feuer 14 Tage, das dritte Feuer 8 Tage.

Der Einsatz in den Ofen beträgt 4,5 t gerösteten Steins nebst einer gewissen Menge (bis $^1/_2$ t) Schlacke vom Raffiniren des Kupfers. Nach Ablauf von 6—7 Stunden ist der Einsatz eingeschmolzen. Es wird nun 2 Stunden lang stark gefeuert und dann die erste Schlacke gezogen. Dann wird wieder stark gefeuert und zum zweiten Male Schlacke gezogen, worauf das Abstechen des Rohkupfers erfolgt. Die Dauer des Prozesses beträgt 12 Stunden. Der Brennstoffaufwand beträgt 55 bis 57% Steinkohle vom Gewichte des gerösteten Steins. Man erhält Schwarzkupfer (43—48%) mit 92 bis 95% Kupfer und 0,185% Silber, 2 bis 3% concentrirten Stein sowie Schlacke vom ersten Ziehen mit 5 bis 6% Kupfer und vom zweiten Ziehen mit 20 bis 25% Kupfer.

In Wallaroo (Süd-Australien), wo der Stein in rotirenden Cylindern mit continuirlichem Betriebe geröstet wird, setzt man dem gerösteten Stein eine gewisse Menge rohen Steins beim Verschmelzen zu und erhält ausser Rohkupfer auch noch eine gewisse Menge kupferreichen Steins.

Auch in Bischofshofen (Salzburg) verschmolz man den in Fortschaufelungsöfen gerösteten concentrirten Stein mit ungeröstetem Stein in Flammöfen auf Rohkupfer.

Die Verarbeitung des Concentrationssteins auf Rohkupfer ohne vorgängige Röstung (roasting).

Die Verarbeitung des Concentrationsteins im Flammofen ohne vorgängige Röstung, roasting genannt, ist eine dem Waleser Prozess eigenthümliche Arbeit und besteht in einer mehrmals wiederholten Folge von Oxydations- und Reductionsarbeiten im Flammofen. Man bildet zuerst durch ein sehr langsames Erweichenlassen und darauf folgendes tropfenweises Einschmelzen des Steins bei Luftzutritt eine gewisse Menge von Oxyden des Kupfers aus dem Stein und lässt dieselben bei gesteigerter Temperatur auf das unzersetzte Schwefelkupfer einwirken. Nach dem Abziehen der entstandenen Schlacke wiederholt man die Oxydation durch Erkaltenlassen der geschmolzenen Massen bei Luftzutritt und lässt dann wieder bei gesteigerter Temperatur und geschlossenen Luftzutrittsöffnungen die Reaction der Oxyde auf die Schwefelmetalle folgen.

In England unterwirft man diesem Prozess ganz besonders das sog. white metal, einen Stein mit 5—10 % Eisen und geringen Mengen von Zink, Zinn, Kobalt, Nickel, Antimon und Arsen.

Die Ausführung des Prozesses geschieht in England in ähnlich, den Erzschmelzöfen eingerichteten Oefen, welche mit einer Sheffield'schen hohlen Feuerbrücke versehen sind. Die Einrichtung dieser Oefen sowie der Sheffield'schen Feuerbrücke ergiebt sich aus den nachstehenden Figuren 106 und 107. a ist das Schürloch für die Feuerung; z ist die Feuerbrücke. Die Luft tritt durch den Canal b in die Feuerbrücke, steigt in demselben empor und gelangt dann erwärmt durch die Canäle b' in den Ofen. Dem Stichloch c gegenüber befindet sich ein Seitenthor, durch welches der Stein in den Ofen eingesetzt wird.

In England setzt man $2^1/_2$ bis 4 t Stein in den Ofen, während man in die grösseren Oefen in Amerika bis 8 t einbringt.

Der Stein wird in England in Stücken von gegen 150 kg durch das gedachte Seitenthor in den Ofen eingesetzt und zwar so, dass zwischen den einzelnen Stücken die Luft circuliren kann. Zuschläge werden nicht gegeben. Zur Schlackenbildung dient theils der den einzelnen Stücken des Steins, welcher in Sandformen gegossen wird, anhängende Sand, theils der Quarz des Heerdes.

Der Stein wird bei Luftzutritt langsam bis zum Weichwerden erhitzt und längere Zeit in diesem Zustande belassen. Dann wird er ganz allmälich in einzelnen Tropfen eingeschmolzen. Hierdurch werden die Schwefelmetalle zum Theil in Oxyde verwandelt, welche letztere während des teigigen Zustandes des Steins sowohl als beim Niederschmelzen desselben

zersetzend auf die Schwefelmetalle einwirken. Nach 6 bis 8 Stunden ist der Stein eingeschmolzen. Die gedachte Reaction setzt sich nun auf dem Heerde unter Entweichen von Blasen von Schwefliger Säure aus der geschmolzenen Masse fort. Sobald die Blasenbildung nachlässt, zieht man die entstandene Schlacke ab und lässt durch Oeffnen des Schürlochs die Temperatur sinken. Die sich noch fortwährend entwickelnde Schweflige Säure sucht die erkaltende Oberfläche der geschmolzenen Massen zu durchbrechen und überzieht dieselbe mit Erhöhungen und kraterartigen Aus-

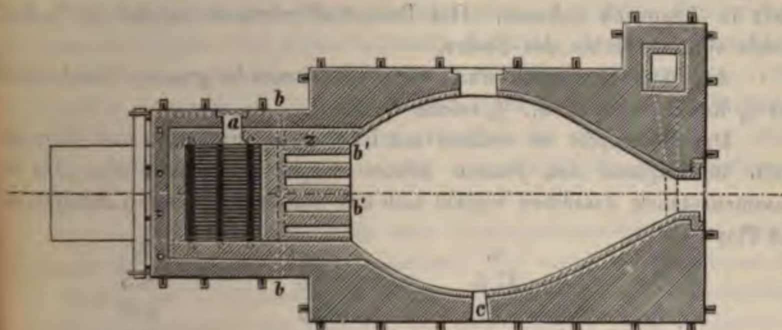


Fig. 106.

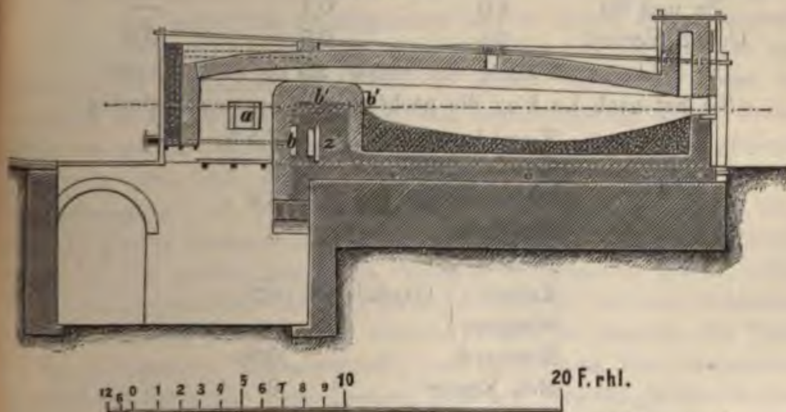


Fig. 107.

wüchsen. Hierdurch wird die Oberfläche der im Heerde befindlichen Massen erheblich vergrössert und dadurch der Luft eine grosse Fläche für die Oxydation des Kupfers und der Schwefelmetalle geboten. Besonders wird Kupferoxydul gebildet. Nach Ablauf einer bestimmten Zeit (4—5 Stunden) wird durch Erhöhung der Temperatur zum Schmelzen die Reaction der Oxyde auf die Schwefelmetalle herbeigeführt. Das Kupferoxydul wird von dem bereits gebildeten Kupfer aufgelöst und in der ganzen Masse vertheilt, wo es sich mit dem noch vorhandenen Schwefelkupfer in Kupfer

und Schweflige Säure zerlegt. Nach 18 bis 20 Stunden (vom I gerechnet) giebt man bei geschlossenen Thüren und geschlossenen führungscanale der Feuerbrücke starkes Feuer, um die Reaction enden, eine vollständige Verschlackung der noch vorhandenen Ox beizuführen und um eine Trennung des Kupfers von der Schlack wirken. Darauf zieht man die Schlacke und sticht das Rohl Sandformen ab.

Die Dauer des Prozesses beträgt bei Mengen von 3—4 t 24 Bei grossen Einsätzen von 8 t white metal dürfte der Prozess die Zeit in Anspruch nehmen. Der Brennstoffverbrauch beträgt 60 kohle vom Gewichte des Steins.

Aus dem englischen white metal erhält man im grossen Dur 60 % Rohkupfer und 8,7 % reiche Schlacke.

Das Rohkupfer ist vielfach mit Höhlungen durchsetzt und f halb in England den Namen blister copper (Blasenkupfer). sammensetzung desselben ergiebt sich aus den nachstehenden An Le Play:

	1.	2.	3.
Cu	97,5	98,0	98,5
Fe	0,7	0,5	0,8
S	0,2	0,3	0,1
Sn und Sb	1,0	0,7	—
O und Verlust	0,6	0,5	0,6

Die Schlacke ist blasig und enthält 20 bis 40 % Kupfer. Sie hat nach Le Play die nachstehende Zusammensetzung

Kieselsäure	47,5 %
Eisenoxydul	28 -
Kupferoxydul	16,9 -
Thonerde	3
Nickel-, Kobalt-, Mangan- Oxydul	0,9 -
Zinnoxyd	0,3 -
Met. Kupfer	2 -

Auch enthält sie öfters Schwefeleisen.

Dieselbe wird bei den Steinarbeiten zugesetzt.

Der englische Prozess mit Ausdehnung der Concentrationsarbeiten.

(Waleser Prozess.)

Dieser Prozess wird besonders in der Umgebung von Wales ausgeführt.

Die Erze werden zuerst geröstet und dann, wie bereits obe auf einen Rohstein von 30 bis 35 % Kupfer, sogen. coarse metal ve

kupfer (bottoms). Sind die zugeschlagenen Kupfererze zinnhal erhält man ausser Stein und bottoms noch eine zwischen botto Stein sich absetzende Zinn-Kupferlegirung, das sogen. hard-metal, in den Gewerben Verwendung findet.

Die bottoms nehmen ausser Zinn, Antimon und Arsen au gesammten Goldgehalt neben einem Theile des Silbergehaltes des auf und werden, falls sie Gold in gewinnungswürdiger Menge enthalt Gold verarbeitet. Sie liefern bei der Verarbeitung auf Kupfer nur ge Kupfersorten.

Die Hauptarten der Verarbeitung des Rohsteins sind nach dargelegt:

1. a) Rösten des Rohsteins.
   b) Verschmelzen des Rohsteins auf gewöhnlichen weisse (white metal).
   c) Röstschmelzen des gewöhnlichen weissen Steins auf Roh

Diesen Prozess führt man aus, wenn Kupfer gewöhnlicher (erzeugt werden soll. Der geröstete Rohstein wird mit einer so Menge von oxydischen Zuschlägen vorschmolzen, dass ein Stein vo 75% Kupfer erfolgt. Im Uebrigen stimmt dieser Prozess mit dem dargelegten „englischen Prozess" in seiner einfachen Gestalt überei das Kupfer von besserer Qualität werden, sogen. tough copper, s man wohl durch vermehrten Zuschlag von oxydischen Erzen auf die einer gewissen Menge von Rohkupfer (bottoms) hin.

2. a) Rösten des Rohsteins.
   b) Verschmelzen des Rohsteins auf Blasenstein (pimpled
   c) Röstschmelzen des Blasensteins auf Rohkupfer.

Dieser Prozess wird ausgeführt, wenn man aus reinem Rohste hältnissmässig schnell Rohkupfer erhalten will. Man beschickt in Falle den gerösteten Rohstein mit einer noch grösseren Menge oxy Zuschläge als bei der Verarbeitung desselben auf gewöhnlichen Stein (white metal).

Der Blasenstein ist, wie sein Name besagt, mit Blasen durchse enthält immer metallisches Kupfer ausgeschieden. Sein Kupfergeh trägt 78%. Wird er in Folge vermehrter oxydischer Zuschläg stärkerer Röstung noch reicher an Kupfer, bzw. enthält er grössere ausgeschiedenen Kupfers, so führt er den Namen close regulus.

Der Blasenstein ist nach Napier durchschnittlich zusamme wie folgt:

Kupfer	78%
Schwefel	18 -
Eisen	2 -
Schlacke	2 -

Die Schlacke von diesem Prozess enthält nach Napier im Durchschnitte:

Kieselsäure	60,4
Eisenoxydul	36,1
Kupfer	3,5.

3. a) Rösten des Rohsteins.
   b) Verschmelzen des Rohsteins auf „blauen Stein“ (blue metal).
   c) Röstschmelzen des blauen Steins auf weissen Extrastein.
   d) Röstschmelzen des weissen Extrasteins auf Rohkupfer.

Dieser Prozess wird ausgeführt, wenn man Kupfersorten von guter Qualität (best selected copper) herstellen will. Der blaue Stein (blue metal), auf welchen der Rohstein zuerst verarbeitet wird, enthält im Durchschnitte 55% Kupfer. Zur Herstellung desselben wird der Rohstein entweder schwächer geröstet oder er wird nur mit geringen Mengen von oxydischen Erzen oder Hüttenerzeugnissen beschickt.

Die durchschnittliche Zusammensetzung des blauen Steins (welcher Broncefarbe besitzt, aber, wenn er in heissem Zustande zerschlagen wird, eine blaue Farbe auf den Bruchflächen zeigt), ist nach Le Play die nachstehende:

Kupfer	56,7
Eisen	16,3
Nickel und Spur Mangan	1,6
Zinn und Spur Arsen	1,2
Schwefel	23,0
Schlacke	0,5.

Der blaue Stein enthält metallisches Kupfer ausgeschieden, was beim weissen Stein nicht der Fall ist. Dasselbe ist meist in faserigen, haarförmigen oder drahtförmigen Gebilden oder in zusammenhängenden pulverförmigen Massen in Blasenräumen des Steins enthalten und führt den Namen Mooskupfer. Die Zusammensetzung desselben ist nach

	Le Play	Napier	Napier
Cu	98,2	98,5	99
Fe	0,4	Spur	Spur
Ni	0,6	—	—
S	—	0,4	0,4
Sn Sb	—	1,0	0,5
Sand und Kohle	Spur	—	—

Die Entstehung des Mooskupfers ist die nämliche, wie sie oben beim Dünnstein dargelegt ist. Nach Hampe*) löst geschmolzenes Schwefelkupfer Kupfer auf und scheidet es beim Erkalten als Mooskupfer aus.

*) Chemiker-Zeitung 1893. 17. No. 92.

Die Schlacke ist die nämliche wie bei der Erzeugung des weissen Steins und dient als Zuschlag beim Erzschmelzen und bei den verschiedenen Steinarbeiten.

Auf einigen Hüttenwerken wird der Rohstein nicht vor dem Verschmelzen geröstet, sondern direct durch Röstschmelzen auf blauen Stein verarbeitet (Hütte von Clom Avon). In diesem Falle wird der Rohstein in Broden von 150 kg in den Flammofen eingesetzt, $4^1/_2$ Stunden lang bis zum Eintreten des teigartigen Zustandes erhitzt und dann $^3/_4$ Stunden lang bei hoher Temperatur geschmolzen.

Der blaue Stein wird dem oben erwähnten Röstschmelzen unterworfen.

Er wird in Stücken von 150 kg Gewicht (Broden) in den Ofen eingesetzt. Die Menge des Einsatzes beträgt 1600 kg. Man röstet bei möglichst niedriger Temperatur bis zum Teigigwerden des Steins, erhitzt dann zum Schmelzen behufs Herbeiführung der Reaction, zieht Schlacke, wiederholt erforderlichen Falles die Röstung, indem man die Massen an der Oberfläche erkalten lässt, und führt dann wieder durch Erhöhung der Temperatur die Reaction herbei. Schliesslich zieht man wieder Schlacke und sticht den Stein in Sandformen ab.

In 24 Stunden werden 2 Einsätze verarbeitet.

Der erfolgte weisse Extrastein enthält 77 % Kupfer. Die Schlacken sind kupferreich. Der grössere Theil derselben wird dem weiter unten besprochenen Schlackenschmelzen unterworfen.

Das Röstschmelzen des weissen Extrasteins auf Rohkupfer geschieht in der nämlichen Weise, wie es bereits oben beim englischen Prozess in seiner einfachen Gestalt dargelegt worden ist.

4. a) Rösten des Rohsteins.
   b) Verschmelzen des Rohsteins auf blauen Stein.
   c) Röstschmelzen des blauen Steins auf weissen Extrastein.
   d) Röstschmelzen des weissen Extrasteins auf Metallstein (fine metal).
   e) Röstschmelzen des Metallsteins auf Rohkupfer.

Dieser Prozess wird angewendet, wenn gute Kupfersorten hergestellt werden sollen. Er verläuft bis zur Herstellung des weissen Extrasteins wie der vorgenannte Prozess.

Der weisse Extrastein wird zusammen mit 2 Steinsorten, welche beim Verschmelzen der kupferreichen Schlacken mit Kupferkies erfolgen, dem sog. rothen und weissen Schlackentein, dem Röstschmelzen unterworfen.

Der rothe und weisse Schlackenstein machen nur $^1/_5$ des ganzen Einsatzes aus. Der letztere beträgt 1,482 t. Die Dauer des Prozesses beträgt bei der geringen Menge Schwefel der Steine nur $3\,^3/_4$ Stunden, wovon etwa $2^1/_4$ Stunde auf das Rösten kommen. Man erhält bei diesem Prozesse in Folge des hohen Kupferoxydulgehaltes der Schlacke eine theilweise

Ausscheidung von Rohkupfer (bottoms). 100 Theile Einsatz liefern 64 Th. Metallstein (fine metal) mit 81 % Kupfer, 10 Th. Kupferböden (bottoms) mit 92 bis 93 % Kupfer und 11—12 Th. Schlacke mit 11 % Kupfer.

Der Metallstein wird dem Röstschmelzen auf Rohkupfer unterworfen.

5. a) Verschmelzen der kupferhaltigen Schlacken auf rothen und weissen Schlackenstein.
   b) Röstschmelzen des rothen und weissen Schlackensteins zusammen mit dem weissen Extrastein auf Metallstein.
   c) Röstschmelzen des Metallsteins auf Rohkupfer.

Die Schlacke von der Darstellung des weissen Steins, des weissen Extrasteins und des Metallsteins wird zusammen mit quarzigem Kupferkies unter Zuschlag von etwas Kohlenklein auf Stein und Kupferböden (bottoms) verschmolzen. Man erhält entweder einen sehr reinen weissen Stein oder bei schwefelreichen Beschickungen einen dem blauen Stein ähnlich zusammengesetzten Stein, den rothen Stein. Sind die Erze oder Steine zinnhaltig, so erhält man über den Kupferböden eine weisse, spröde Legirung von Kupfer und Zinn, das sogen. Hartmetall (hard metal). Die Grösse des Einsatzes beträgt gegen 2 t. Derselbe wird in 5 $^3/_4$ Stunden verarbeitet. Der weisse Stein enthält 74 bis 75 % Kupfer, der rothe Stein etwa 62 %.

Das Hartmetall enthält 66 % Kupfer und 28 % Zinn. Dasselbe ist Handelswaare. Die Schlacken von diesem Prozess sind absetzbar.

Der rothe und weisse Schlackenstein werden, wie schon erwähnt, zusammen mit dem weissen Extrastein dem Röstschmelzen auf Metallstein unterworfen. Der letztere wird dem Röstschmelzen auf Rohkupfer unterworfen.

Verarbeitung der Böden.

Die Kupferböden, welche bei den verschiedenen Concentrationsarbeiten fallen, enthalten die Verunreinigungen der Steine, welche bei der Nichterzeugung von Böden in denselben zurückgeblieben sein würden, besonders Arsen, Antimon, Zinn, Nickel, Kobalt.

Man erzeugt dieselben, wie erwähnt, absichtlich, um reine Steine für die Herstellung guter Kupfersorten zu erzielen. Diese reinen Steine nennt man spongy regulus.

Die Zusammensetzung der Kupferböden ist aus den nachstehenden Analysen ersichtlich:

	Napier	Le Play
Cu	74,6	86,5
Sn	13,8	3,2
Sb	4,5	0,7
Pb	0,8	1,8
Fe	2,5	6,9
S	3,9	—

Die Böden werden entweder beim Röstschmelzen auf Rohkupfer den betreffenden Steinen in einer gewissen Menge zugesetzt, oder sie werden für sich durch Röstschmelzen in Flammöfen auf Rohkupfer verarbeitet. Dieses letztere wird durch Raffiniren in Kupfersorten geringerer Qualität verwandelt, welche als cake copper (Kuchen-Kupfer) in Barrenform oder als tile copper (Ziegel-Kupfer) in Plattenform in den Handel kommen.

In der neuesten Zeit hat Gilchrist, der Erfinder des basischen Futters für den Bessemer-Converter, versucht, dasselbe auch für das Röstschmelzen der bottoms anzuwenden. Die Erfolge des Ersatzes des Quarzheerdes durch einen basischen Heerd schienen befriedigend zu sein und veranlassten ein englisches Werk, seine sämmtlichen Quarzheerde durch basische Heerde zu ersetzen. Die letzteren bestehen aus basischem Material (gebrannter Dolomit), welches mit Theer angemacht in einzelnen Lagen in den Flammofen gebracht und festgebrannt wird. Die Vorzüge des basischen Heerdes bestehen darin, dass beim Verarbeiten der bottoms ein viel geringerer Theil Kupfer verschlackt wird als beim Quarzheerd und dass sich der basische Heerd bei arsenhaltigen bottoms bei Weitem haltbarer erweist als der Quarzheerd. Das oxydirende Schmelzen der bottoms behufs Entfernung der Verunreinigungen derselben und besonders des Arsens nimmt eine sehr lange Zeit in Anspruch. Hierdurch wird einerseits eine grosse Menge von Kupfer oxydirt, andrerseits der Heerd stark angegriffen. Bei Quarzheerden wird das oxydirte Kupfer verschlackt, was bei basischen Heerden nach den Versuchen von Gilchrist nur in geringem Maasse der Fall ist. Es fällt bei den letzteren nicht nur eine geringere Menge Schlacke, sondern auch eine kupferärmere Schlacke. Auf basischen Heerden fiel nach Gilchrist's Versuchen bei der Verarbeitung der nämlichen Menge von bottoms nur halb so viel Schlacke als bei sauren Heerden und enthielt nur 25% Kupfer, während die Schlacke der sauren Heerde 55% Kupfer enthielt.

Ferner treten bei Anwendung von Quarzheerden, sobald arsenhaltige bottoms verarbeitet werden, in Folge der ausserordentlich langen Zeit, welche die Entfernung des Arsens erfordert, Beschädigungen des Heerdes ein, welche sehr häufig schon nach kurzer Zeit die Erneuerung des Heerdfutters nöthig machen. Bei basischen Heerden tritt dieser Uebelstand nicht ein.

Sind die bottoms goldhaltig bzw. silberhaltig, so werden sie auf trockenem Wege, auf nassem Wege oder mit Hülfe der Elektrolyse auf Gold und Silber verarbeitet.

Beispiele für den englischen Prozess der Kupfergewinnung.

Der englische Prozess in den sämmtlichen dargestellten Modificationen steht auf den Hüttenwerken in Süd-Wales, besonders in der Umgebung von Swansea, sowie zu St. Helens bei Liverpool in Anwendung. D

grössten englischen Hüttenwerke sind die Vivian'schen Werke bei Swansea, die sogen. Haford works. Auf den englischen Werken werden hauptsächlich ausländische Erze und Kupfersteine aus Süd-Amerika (Chile), Cuba, Italien, Spanien, Afrika und Australien verarbeitet. Die Production der englischen Hütten ist, seit man in Chile selbst einen grossen Theil der dort gewonnenen Erze verarbeitet, erheblich zurückgegangen. Ausser in Chile steht der englische Prozess auch in Australien und in Nord-Amerika sowie in Lappland in Anwendung. In Deutschland stand er früher auf dem Elbkupferwerk bei Hamburg, auf der Aggerthaler Kupferhütte bei Duisburg und in Dillenburg in Anwendung. Gegenwärtig wird er noch auf der Hütte Tubalkain bei Remagen am Rhein betrieben.

Auf den Werken in Chile (Guayacan, Panucillo, Carrisal, Lota) werden die Erze geröstet und dann auf einen Stein von 50% Kupfer verschmolzen, welcher dem Röstschmelzen auf Rohkupfer unterworfen wird. Das Rohkupfer hält 95 bis 96% Kupfer und wird raffinirt.

Auf dem Hüttenwerke von Wallaroo in Süd-Australien werden Erze mit 18% Kupfer in rotirenden Cylindern mit continuirlichem Betriebe auf c. 5% Schwefel abgeröstet und dann mit in Stadeln gerösteten schwefelarmen Stückerzen auf einen Rohstein mit 50% Kupfer verschmolzen. (In 24 Stunden werden 12 t Beschickung verschmolzen.) Der letztere wird zum Theile in rotirenden Cylindern geröstet und dann mit ungeröstetem Rohstein auf Rohkupfer verschmolzen, welches letztere raffinirt wird.

Daselbst werden auch Gold- und Silberze zusammen mit Kupfererzen, welche letzteren vorher in rotirenden Cylindern geröstet sind, in den oben beschriebenen grossen Flammöfen (welche 25 t Beschickung in 24 Stunden verarbeiten) auf einen Stein verschmolzen. Der letztere wird theilweise in rotirenden Cylindern geröstet und dann auf bottoms und einen kupferreichen Stein verschmolzen. Die Bottoms sollen (zur Zeit der Anwesenheit des Verfassers in Waleroo war dieser Prozess noch nicht im Betriebe) mit Hülfe der Elektrolyse verarbeitet werden, während der kupferreiche Stein erst nach Ziervogel's Methode entsilbert (siehe Silber) und dann (durch Reduciren der Oxyde und Raffiniren) auf Kupfer verarbeitet werden soll.

Auf den Argo-Werken in Colorado werden Kupfererze, Silbererze und Golderze verarbeitet.

Die Erze werden in einem O'Harra-Ofen geröstet und dann in grossen Schmelzöfen bei einem Durchsetzquantum von 30 t täglich auf einen silberhaltigen Kupferstein von 40% Kupfer und 300 Unzen Silber per t verschmolzen. Dieser Stein wird in einem Fortschaufelungsofen geröstet und dann auf einen Concentrationsstein von 60% Kupfergehalt verschmolzen. Der letztere wird nach Ziervogel's Methode entsilbert. (Zuerst wird er in gröberen Körnern einer Vorröstung im Flammofen unterworfen, dann gepulvert und der Gaarröstung unterzogen, worauf das gebildete Silbersulfat durch heisses Wasser ausgelaugt wird.) Der wesentlich aus Kupferoxyd und einer geringen Menge Eisenoxyd bestehende geröstete, von seinem

Silbergehalte zum Theil befreite Stein wird mit kiesigen kupferhaltigen Golderzen auf Stein und bottoms verschmolzen. Der Stein wird gleichfalls der Ziervogel'schen Entsilberung unterworfen. Ist derselbe goldfrei, so wird er durch Reduction und Raffiniren auf Kupfer verarbeitet, falls er aber noch erhebliche Mengen von Gold und Silber zurückhält, wird er an Werke verkauft, welche durch Behandlung desselben mit Schwefelsäure Kupfervitriol herstellen und die verbliebenen Rückstände auf Gold und Silber verarbeiten.

Die bottoms werden auf trockenem Wege gereinigt und in ihrem Goldgehalte concentrirt und schliesslich auf nassem Wege geschieden.

In Montana steht der englische Prozess gleichfalls in Anwendung. In Anaconda und auf den Parrot-Werken bei Butte City sind die Concentrationsarbeiten indess durch den Converterprozess verdrängt worden.

Auf der Hütte Tubalkain bei Remagen (Rheinpreussen) werden die Erze von 8—10 % Kupfer in Mengen von 1—1½ t auf Rohstein verarbeitet; derselbe wird in Flammofen geröstet und dann in Mengen von 1,2 t auf einen concentrirten Stein von 80 % Kupfergehalt verschmolzen, welcher letztere in Mengen von 1,7 t dem Röstschmelzen auf Rohkupfer unterworfen wird.

Der deutsch-englische Prozess der Kupfergewinnung.

Der deutsche und der englische Prozess werden auf vielen Hüttenwerken in der Weise vereinigt, dass man das Verschmelzen der gerösteten Erze in Schachtöfen ausführt, das Concentriren des Steins aber in Flammöfen vornimmt, während die Rohkupferarbeit entweder gleichfalls in Flammöfen oder wieder in Schachtöfen ausgeführt wird.

So ist der englische Prozess in England wegen der billigeren Verarbeitung der Erze in Schachtöfen und der Erzeugung ärmerer absetzbarer Schlacken in denselben auf einigen Hüttenwerken dahin abgeändert, dass das Erzschmelzen in Schachtöfen geschieht.

In Deutschland und Oesterreich ist dagegen der deutsche Prozess dahin abgeändert worden, dass auf vielen Werken das Concentriren des Steins und auch wohl die Rohkupferarbeit in Flammöfen ausgeführt wird. Diese Aenderung ist für silberfreie unreine Erze sowohl als auch für silberhaltige Erze getroffen worden. Das Concentriren im Flammofen liefert (weil hier die Kohle nicht als reducirendes Agens wirkt) reinere Steine als die entsprechende Arbeit im Schachtofen, wie sie sowohl für die Erzeugung von reinem Kupfer als auch für manche Methoden der Gewinnung des Silbers aus dem Kupferstein verlangt werden. Auch lässt sich viel leichter als durch den Schachtofenprozess bei den Concentrationsarbeiten ein etwaiger Goldgehalt der Steine in den Kupferböden (bottoms) ansammeln.

Der vereinigte deutsch-englische Prozess steht in Anwendung in [illegible], Oker, Brixlegg (Tyrol), Bischofshofen (Salzburg).

Auf den Hütten der **Mansfelder Gewerkschaft** werden die sog. Kupferschiefer verarbeitet. Dieselben sind bituminöse Schiefer mit 1,8 bis 3,7 % Kupfer in der Form von geschwefelten Kupfererzen (Buntkupfererz, Kupferkies, Kupferglanz) und einem geringen Gehalte an Silber, welcher 0,53 bis 0,63 % von dem in den Schiefern enthaltenen metallischen Kupfer ausmacht. Nach Berthier enthalten dieselben noch 40 % Kieselsäure, 0,7 % Thonerde, 5 % Eisenoxyd, 19,5 % kohlensaures Calcium, 2 % kohlensaures Kalium und 10,3 % Wasser und Bitumen. Dieselben werden zur Entfernung von Bitumen (und Wasser) in Haufen gebrannt und dann in en oben beschriebenen hohen Schachtöfen auf einen Rohstein von 30 bis)% Kupfer verschmolzen. Der Rohstein wird in Kilns geröstet und dann Flammöfen auf einen Spurstein von 72—76 % Kupfer und durchschnitt-h 0,45—0,48 % Silber verarbeitet. Der Spurstein wird nach Ziervogel's ethode in Flammöfen geröstet und von dem hierbei gebildeten Silber-lfat durch Auslaugen befreit. Der Rückstand vom Auslaugen, welcher s Kupferoxyd und einem geringen Theile Eisenoxyd besteht, wird mit ohle gemengt in Flammöfen reducirt und direct raffinirt.

Die Haufen zum Ausbrennen des Bitumens aus dem Schiefer sind reits oben beim deutschen Prozess beschrieben (Seite 39).

Beim Verschmelzen in den oben beschriebenen neuen Mansfelder ndöfen setzt man auf 850 kg gebrannte Schiefer 300 kg Dachberge (bitumen-eie Kalksteine, welche einen geringen Kupfer- und Silbergehalt besitzen) 0 kg Kupferschlacken und 50 kg Krätzen. Je nach der Windpressung, elche zwischen 73 und 110 mm Quecksilbersäule schwankt, und der Grösse er Formebene, setzt man in einem Ofen in 24 Stunden bis 165 t Kupfer-chiefer durch. Der Koksverbrauch beträgt 16 % vom Gewichte der chiefer. Die Gichtgase werden theils zur Erwärmung des Windes in sernen Winderhitzern (auf 200°), theils zur Kesselfeuerung benutzt. Der tein enthält 36 bis 40 % Kupfer und 0,18 % Silber. Die Schlacke ent-ält 0,2—0,3 % Kupfer. Sie wird getempert und dann als Baumaterial enutzt. Sie ist ein Gemenge von Bi- und Trisilicat und enthält: 48 % SiO_2, 5 % Al_2O_3, 20 % CaO, 5 % MgO und 5 % FeO. Die Ofencampagnen auern ³/₄ bis 2 Jahre. In Folge der Anwendung erhitzten Windes und er Gestalt des Ofens wird in den Tiegelöfen Eisen reducirt, welches zeit-eise durch ein Loch im Tiegelboden abgestochen wird. Dieses Eisen ird wegen seines Nickelgehaltes an Nickelwerke verkauft. Der Flug-taub der Oefen enthält gegen 14 % Blei. Derselbe wird mit pulverför-migem Schiefer (Schieferkläre) gemengt und zu Ziegeln gepresst, darauf it den Schiefern gebrannt und schliesslich in Schachtöfen auf Blei mit ,3 bis 0,4 % Silbergehalt verschmolzen.

Der Rohstein wird in Kilns, welche in 24 Stunden 1,26 t durchsetzen, eröstet. Die hierbei entweichenden Röstgase werden in Bleikammern Kupferkammerhütte, Eckarthütte) auf Schwefelsäure verarbeitet.

Der geröstete Stein wird in Mengen von 3—3 ¹/₃ t mit 100 bis 120 kg

Quarz oder kieselsäurereichen Kupfererzen, wie oben Seite 142 beschrie in Flammöfen mit Klinkerrost-Feuerung auf Spurstein verschmolzen. 24 Stunden werden 9 t gerösteten Steins bei 45 bis 50% Steinkohlen brauch durchgesetzt. Der Spurstein enthält 70—75% Kupfer, 0,40 0,50% Silber, 3—4% Eisen, 1,8—2,1% Blei, 1,3—3,3% Zink, 0,6—0 Nickel und Kobalt und 20—22% Schwefel.

Die Schlacken enthalten 34,8—35,7% Kieselsäure und werden w ihres Kupfergehaltes beim Schmelzen der Kupferschiefer zugesetzt.

Durch stärkere Röstung des Steins (indem man einen Theil desse wiederholt die Kilns passiren lässt) arbeitet man auch auf die Bildung Kupferböden beim Verschmelzen des letzteren hin. Dieselben enthalten Gold des Steins, 0,93% Silber und 97% Kupfer. Dieselben werden Elektrolyse unterworfen. Der Spurstein wird, wie bereits dargelegt, Ziervogel's Methode entsilbert und dann reducirt und raffinirt (siehe R niren des Rohkupfers).

In Oker werden die Kupfererze des Rammelsbergs bei Goslar arbeitet. Dieselben sind Gemenge von Kupferkies, Schwefelkies, Z blende, Bleiglanz, Schwerspath und sonstigen Gangarten. Man u scheidet 4 Sorten von Kupfererzen, I., II., III. Sorte und sog. melirte E welche letzteren sich durch einen verhältnissmässig hohen Bleigehalt (8 9%) auszeichnen.

Die durchschnittliche Zusammensetzung der Erze ergiebt sich aus nachstehenden Zusammenstellung:

	I. Sorte	II.	III.	Melirte Erze
Ag	0,016	0,008	0,006	0,016
Cu	17,19	0,14	4,49	4,78
Pb	4,19	2,36	1,32	8,84
Zn	11,67	5,80	4,28	21,25
Fe	23,39	32,21	35,55	12,55
S	31,88	37,86	39,32	24,11
Rückstand	6,19	5,10	4,78	19,19.

An Gold enthalten die Erze ½—1 g per t (0,00005 bis 0,0001%

Die reichen Stückerze (I. Sorte) werden roh verschmolzen, weil in der Hitze decrepitiren und sich in Schachtöfen, Haufen und Sta nicht abrösten lassen. Die übrigen Erzsorten werden in Schachtöfen geröstet, um die Röstgase derselben auf Schwefelsäure zu verarbeiten. Erze II. und III. Sorte werden in Kiesbrennern und Kilns auf 5 bis Schwefel abgeröstet. Die melirten Erze werden in Kilns auf 10 bis 1 Schwefel und dann durch eine zweimalige Haufenröstung auf 5 bis Schwefel abgeröstet. Die sämmtlichen Schliche werden gegenwärti Hasenclever-Muffelöfen, unter Verwendung ihrer Röstgase zur Schw säurefabrikation, auf 3 bis 4% Schwefel abgeröstet.

Die gerösteten Erze mit Ausnahme der melirten Erze, welche w ihres Bleigehaltes eine besondere Behandlung erfordern, werden in den

(Seite 98) beschriebenen 5 förmigen Schachtöfen auf einen Kupferstein mit 30 bis 40% Kupfer verschmolzen. Derselbe wird in Kilns (Schachtöfen) geröstet und dann in Flammöfen auf Spurstein mit 62 bis 65% Kupfer und 0,06% Silber verschmolzen. Der Spurstein wird 3 Male in Haufen geröstet und dann in Flammöfen auf Rohkupfer (Schwarzkupfer) verschmolzen. Das letztere wird theils nach vorgängigem Raffiniren der Elektrolyse unterworfen, theils wird es nach vorgängigem Raffiniren bis zu einem bestimmten Grade auf nassem Wege (mit Hülfe von verdünnter Schwefelsäure) auf Kupfervitriol und silberhaltige Rückstände verarbeitet, welche letzteren mit bleiischen Geschicken auf silberhaltiges Blei (Werkblei) verarbeitet werden.

Die gerösteten melirten Erze werden in den nämlichen Schachtöfen wie die gerösteten Kupfererze auf Werkblei und einen Rohstein, in der Bleistein genannt, mit 16—20% Kupfer, 4—5% Blei und 0,02% Silber verschmolzen. Dieser Bleistein wird in Kilns (Schachtöfen) auf 6 bis 7% Schwefel abgeröstet und dann in Schachtöfen auf Kupferstein mit 30—40% Kupfer und 0,06% Silber, den sogen. „Bleistein-Rohstein", und eine Speise, das sogen. „Bleistein-Königskupfer", mit 40 bis 50% Kupfer und 0,2 bis 0,3% Silber verschmolzen.

Der Bleistein-Rohstein wird in der nämlichen Weise behandelt wie der Kupferstein vom Verschmelzen der Kupfererze. Er wird mit dem Kupferstein gemeinschaftlich in Kilns geröstet, in Flammöfen auf Spurstein verschmolzen u. s. f.

Das Bleistein-Königskupfer wird in einem Schmelz-Flammofen (Spleissofen) einem oxydirenden Schmelzen (Verblasen) auf Werkblei, Rohkupfer mit 97% Kupfer und Verblaseschlacken unterworfen. Das Kupfer wird granulirt und mit Hülfe von verdünnter Schwefelsäure auf Kupfervitriol und silberhaltige Rückstände verarbeitet. Die Verblaseschlacke wird mit rohen Kupfererzen in Schachtöfen auf Werkblei, Kupferstein und Speise verschmolzen. Der Kupferstein geht in die Kupferarbeit zurück.

Die Kiesbrenner sind Seite 48, die Kilns Seite 53 und die Hasenclever-Oefen Seite 82 beschrieben. In einem Kiesbrenner werden in 24 Stunden 500 kg, in einem Kiln 1 bis 2 t und in einem Hasenclever-Ofen 4 t Erz bei 27% Kohlenverbrauch durchgesetzt.

Der Schachtofen zum Verschmelzen der Kupfererze und der melirten Erze ist oben S. 98 beschrieben und abgebildet.

Die Beschickung beim Verschmelzen der Kupfererze ist zusammengesetzt wie folgt:

4 t geröstete Kupfererze II und III,
1 t Kupferschlich,
1,25 t Spurschlacke,
1,75 t Kupfererzschlacke (von der nämlichen Arbeit).

In 24 Stunden werden bei 35 mm Quecksilbersäule Windpressung 10

In diesem Falle unterbricht man den Prozess, sobald eine gewisse Schlackenmenge entstanden ist, und erhält so einen kupferreichen Stein, welchen letzteren man dann für sich durch einen zweiten Converter-Prozess auf Rohkupfer verarbeitet. Da durch die Verarbeitung kupferarmen Steins auf kupferreichen Stein das theure Quarzfutter des Converters sehr stark angegriffen wird, auch eine verhältnissmässig grosse Menge von Kupfer in die Schlacke geht, so zieht man es gegenwärtig in der Mehrzahl der Fälle vor, Kupferstein von mindestens 25 % Kupfergehalt nach dem deutschen oder englischen oder deutsch-englischen Prozess zu erzeugen und denselben in einer Operation im Converter auf Rohkupfer zu verarbeiten. Bei Stein von niedrigem Kupfergehalte bläst man, bis er gegen 60—70 % Kupfergehalt erreicht hat, entfernt dann die Schlacken, setzt eine neue Menge Stein zu und bläst nun auf Kupfer von 99 % Kupfergehalt.

Der dem Converterprozesse zu unterwerfende Stein wird entweder in Schachtöfen (Cupolöfen) umgeschmolzen und dann durch Eisenrinnen, welche mit einem Gemenge von Quarz und Thon ausgefüttert sind, in die Converter eingelassen, oder er wird direct aus den Schachtöfen, welche den Stein erzeugen (Röros), in die Converter abgestochen.

Die Apparate, in welchen der Prozess ausgeführt wird, sind entweder nach Art der Bessemer-Converter construirt oder sie sind drehbare Cylinder oder sie stellen ein Mittelding zwischen beiden vor.

Die nach Art der Bessemer-Converter construirten Apparate unterscheiden sich von den eigentlichen Bessemer-Convertern durch ihren geringeren Fassungsraum, — sie nehmen 1 bis 3 t Kupferstein auf, während die Bessemer-Converter gegen 10 t Roheisen aufnehmen — und durch die Lage der Windeinströmungsöffnungen. Die letzteren liegen bei den eigentlichen Bessemer-Convertern im Boden, bei den Kupfer-Bessemer-Convertern seitlich in einem bestimmten Abstande vom Boden. Bei der Herstellung von Flusseisen aus Roheisen ist stets eine homogene Masse in den Convertern, welche durch die Oxydation von Silicium, Kohlenstoff und Eisen bzw. Phosphor in allen ihren Theilen gleiche Mengen von Wärme entwickelt. Ein Erstarren gewisser Theile derselben ist daher ausgeschlossen. Bei der Verarbeitung des Kupfersteins im Converter dagegen wird die Wärme durch die Oxydation der Schwefelmetalle entwickelt und das durch die Reaction der Oxyde auf die unzersetzten Schwefelmetalle entstandene Kupfer sammelt sich auf dem Boden der Converter an. Wollte man nun den Wind durch den Boden des Converters einleiten, so müsste derselbe erst das dort befindliche flüssige Kupfer durchdringen, ehe er in den flüssigen Stein kommt. Das Kupfer würde theilweise zu Oxydul oxydirt werden. Hierbei werden aber so geringe Wärmemengen entwickelt, dass sehr bald ein Erstarren des Kupfers eintreten und dadurch der Prozess zum Stillstand kommen würde. Es ist dies der Grund, wesshalb lange Zeit hindurch die Versuche der Verarbeitung des Kupfersteins im Bessemer-Converter gescheitert sind. Erst

In **Brixlegg** (Tyrol) werden Fahlerze und silberhaltige Kupferkiese in Haufen geröstet und dann in Schachtöfen auf Rohstein verschmolzen. Der Rohstein wird in Haufen geröstet und dann in Flammöfen auf concentrirten Stein verschmolzen. Der letztere wird zerkleinert, in Fortschaufelungsöfen tot geröstet und dann in Schachtöfen (Rundöfen) auf Schwarzkupfer verschmolzen.

In **Bischofshofen** (Salzburg) werden silberfreie arsenhaltige Kupferkiese mit 12,5 % Kupfer ungeröstet in Rund-Schachtöfen auf Rohstein mit 21 % Kupfer verschmolzen. Der letztere wird in Haufen geröstet und dann in Rund-Schachtöfen auf Spurstein mit 53 % Kupfer verschmolzen. Der Spurstein erhält 2 Feuer in Haufen und wird darauf in Flammöfen auf concentrirten Stein mit 76 bis 78 % Kupfer verschmolzen. Der concentrirte Stein wird zur Hälfte in Fortschaufelungsöfen geröstet und dann mit der anderen Hälfte ungerösteten Steins in Flammöfen auf Rohkupfer verarbeitet. Das Rohkupfer wird in Flammöfen raffinirt.

Die Kupfergewinnung mit Hülfe des Converter-Prozesses oder des Kupfer-Bessemer-Prozesses.

Der Kupfer-Bessemer-Prozess ist kein selbstständiger Kupfergewinnungsprozess, sondern bezweckt die Gewinnung von Rohkupfer aus Kupfersteinen, welche letztere mit Hülfe des deutschen, des englischen oder des deutsch-englischen Prozesses aus Erzen hergestellt worden sind. Erze eignen sich nicht für den Converter-Prozess, weil dieselben in Folge ihres hohen Eisengehaltes sowie in Folge der Beimengung von kieseligen und erdigen Gangarten so grosse Schlackenmengen liefern würden, dass dieselben durch die Wärme, welche durch die Oxydation der Schwefelmetalle im Converter entwickelt wird, nicht flüssig erhalten werden könnten und ausserdem auch das Futter des Converters zu stark angreifen würden.

Der Kupfer-Bessemer- oder Verblaseprozess ist, wie schon oben erwähnt, ein abgekürzter englischer Prozess der Kupfergewinnung aus dem Stein. Derselbe beruht darauf, dass ein in flüssigen Kupferstein eingepresster Windstrom die Schwefelmetalle des Kupfers und Eisens unter Entbindung von Schwefliger Säure in Kupferoxydul und Eisenoxydul verwandelt. Das Kupferoxydul zerlegt sich mit noch unzersetztem Schwefelkupfer in Kupfer und Schweflige Säure, während das Eisenoxydul durch die Kieselsäure des Converter-Futters verschlackt wird. Die durch die Oxydation der Schwefelmetalle, besonders durch die Bildung von Schwefliger Säure und Eisenoxydul entwickelte Wärme reicht hin, die Massen während des Prozesses flüssig zu erhalten. Bläst man hinreichend lange, so erhält man Rohkupfer und Schlacke; unterbricht man den Prozess früher, so erhält man einen kupferreichen Kupferstein und Schlacke. Aus Kupfersteinen, welche nur geringe Mengen Kupfer enthalten, gewinnt man nicht direct Rohkupfer, weil sich hier eine zu grosse, nicht flüssig zu erhaltende Schlackenmenge bildet.

In diesem Falle unterbricht man den Prozess, sobald eine gewisse Schlackenmenge entstanden ist, und erhält so einen kupferreichen Stein, welchen letzteren man dann für sich durch einen zweiten Converter-Prozess auf Rohkupfer verarbeitet. Da durch die Verarbeitung kupferarmen Steins auf kupferreichen Stein das theure Quarzfutter des Converters sehr stark angegriffen wird, auch eine verhältnissmässig grosse Menge von Kupfer in die Schlacke geht, so zieht man es gegenwärtig in der Mehrzahl der Fälle vor, Kupferstein von mindestens 25 % Kupfergehalt nach dem deutschen oder englischen oder deutsch-englischen Prozess zu erzeugen und denselben in einer Operation im Converter auf Rohkupfer zu verarbeiten. Bei Stein von niedrigem Kupfergehalte bläst man, bis er gegen 60—70 % Kupfergehalt erreicht hat, entfernt dann die Schlacken, setzt eine neue Menge Stein zu und bläst nun auf Kupfer von 99 % Kupfergehalt.

Der dem Converterprozesse zu unterwerfende Stein wird entweder in Schachtöfen (Cupolöfen) umgeschmolzen und dann durch Eisenrinnen, welche mit einem Gemenge von Quarz und Thon ausgefüttert sind, in die Converter eingelassen, oder er wird direct aus den Schachtöfen, welche den Stein erzeugen (Röros), in die Converter abgestochen.

Die Apparate, in welchen der Prozess ausgeführt wird, sind entweder nach Art der Bessemer-Converter construirt oder sie sind drehbare Cylinder oder sie stellen ein Mittelding zwischen beiden vor.

Die nach Art der Bessemer-Converter construirten Apparate unterscheiden sich von den eigentlichen Bessemer-Convertern durch ihren geringeren Fassungsraum, — sie nehmen 1 bis 3 t Kupferstein auf, während die Bessemer-Converter gegen 10 t Roheisen aufnehmen — und durch die Lage der Windeinströmungsöffnungen. Die letzteren liegen bei den eigentlichen Bessemer-Convertern im Boden, bei den Kupfer-Bessemer-Convertern seitlich in einem bestimmten Abstande vom Boden. Bei der Herstellung von Flusseisen aus Roheisen ist stets eine homogene Masse in den Convertern, welche durch die Oxydation von Silicium, Kohlenstoff und Eisen bzw. Phosphor in allen ihren Theilen gleiche Mengen von Wärme entwickelt. Ein Erstarren gewisser Theile derselben ist daher ausgeschlossen. Bei der Verarbeitung des Kupfersteins im Converter dagegen wird die Wärme durch die Oxydation der Schwefelmetalle entwickelt und das durch die Reaction der Oxyde auf die unzersetzten Schwefelmetalle entstandene Kupfer sammelt sich auf dem Boden der Converter an. Wollte man nun den Wind durch den Boden des Converters einleiten, so müsste derselbe erst das dort befindliche flüssige Kupfer durchdringen, ehe er in den flüssigen Stein kommt. Das Kupfer würde theilweise zu Oxydul oxydirt werden. Hierbei werden aber so geringe Wärmemengen entwickelt, dass sehr bald ein Erstarren des Kupfers eintreten und dadurch der Prozess zum Stillstand kommen würde. Es ist dies der Grund, wesshalb lange Zeit hindurch die Versuche der Verarbeitung des Kupfersteins im Bessemer-Converter gescheitert sind. Erst

hès gelang es, den Prozess dadurch ausführbar zu machen, dass er Formen seitlich über dem höchsten Niveau des sich bei dem Prozesse cheidenden Kupfers anbrachte.

Die Einrichtung des Converters von Manhès zu Eguilles ergiebt sich den nachstehenden Figuren 108 und 109. Der Converter ist 2 m h und hat an der weitesten Stelle 1,4 m Durchmesser. Die Formen iegen 15 cm über dem Boden und sind 12 bis 15 mm weit. Die Zahl selben beträgt mindestens 20. Dieselben werden dadurch hergestellt, s man das aus feuerfestem Quarz, welcher durch Beimengung von Thon stisch gemacht ist, hergestellte, noch nicht getrocknete feuerfeste Futter f s Converters mit einem spitzen Rundeisen durchsticht. Die Windströmungsöffnungen liegen in einer Ebene und sind central gerichtet. s Futter f ist am Boden 30 cm stark, an dem unteren Theil der Seitenände 25 cm stark und im oberen Theile des Converters nur 15 cm stark.

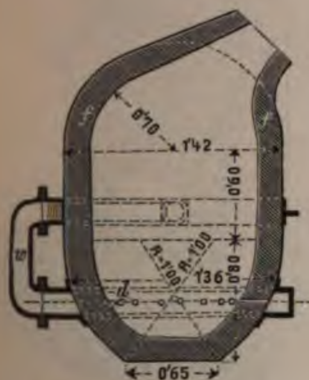


Fig. 108.



Fig. 109.

st das mit dem Converter drehbare Windleitungsrohr; z ist der um n Converter herumlaufende Windkasten, aus welchem die Luft durch e Düsen d in den Ofen bzw. in die flüssigen Massen strömt. Jeder se entspricht eine Oeffnung im Windkasten, welche durch einen Eisenropfen verschlossen gehalten wird. Es lassen sich nach dem Herausben des Pfropfens Verstopfungen der Düsen beseitigen. Die Windssung bei Convertern dieser Art beträgt 300 bis 500 mm Quecksilberle.

Die Converter, welche die Gestalt von drehbaren Cylindern besitzen, d durch Manhès und David construirt worden. In denselben können pfersteine von mittlerem Kupfergehalt (26%), allerdings mit einem vertnissmässig geringen Ausbringen, direkt auf Kupfer verarbeitet werden. e Einrichtung eines derartigen Cylinders ergiebt sich aus den nachbenden Figuren 110 und 111. Die Formen liegen an der einen Seite s Cylinders. Der Windkasten w ist mit dem Cylinder drehbar. Hier-

durch ist es ermöglicht, bei passender Drehung des Cylinders den Gebl wind immer in das Metallbad zu leiten, so dass kein Kupferstein Oxydation entgeht. Bei Anwendung des Bessemer-Converters samı sich nämlich bei der Verarbeitung von kupferarmem Stein auf dem Bo des ersteren ein concentrirter Stein an, welcher bei seiner geringen Me nicht über das Niveau der Düsen emporsteigen kann und desshalb oxydirenden Einwirkung des Gebläsewindes entgeht. Man erhält dessl in einem solchen Falle nicht Rohkupfer, sondern Kupferstein. Durch wendung des gedachten Cylinders ist dieser Uebelstand beseitigt, da ı durch Drehung des Cylinders den Wind an jede gewünschte Stelle leiten kann. Man arbeitet in diesen Cylindern mit 250 bis 380 Quecksilbersäule Windpressung.

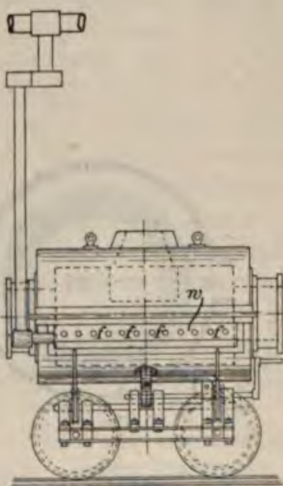


Fig. 110.

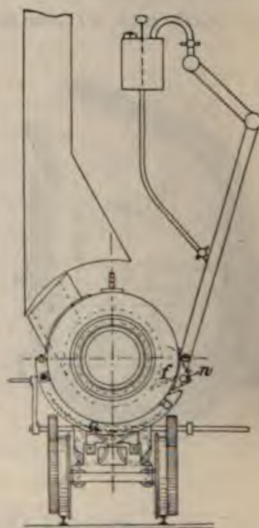


Fig. 111.

Converter, welche zwischen den Bessemer-Convertern und den dı baren Cylindern stehen, sind auf den Anaconda works in Montana und den Nicholson Chemical works bei Brooklyn in Anwendung. Die äus Ansicht derselben ist aus der nachstehenden Figur 112 ersichtlich. Es s Bessemer-Converter mit 3 flachen Wänden, einer gewölbten Wand und ein concaven Boden. Der Windkasten umfasst die flache Vorderseite und beiden flachen Seitenwände des Converters. Durch diese Construction Converters ist man in der Lage, sowohl den Wind an die verschiedens Stellen desselben hinleiten als auch durch geeignete Drehung des Convert die Dicke des über den Formen befindlichen Theiles der flüssigen Mas verringern bzw. verstärken zu können. Gewöhnlich sind nur die an Vorderseite des Converters befindlichen Formen in Gebrauch. Die an

beiden Seitenwänden befindlichen Formen wendet man nur an, wenn ein Theil des Futters des Converters durch das Aufwallen der flüssigen Massen ausgefressen ist. In diesem Falle entfernt man nicht die flüssigen Massen aus dem Converter, wie es andernfalls geschehen müsste, sondern man stellt nur die Windzufuhr an der dem weggefressenen Theile des Futters gegenüberliegenden Seite ein. In Folge dessen hört das Wallen daselbst auf und man kann mit dem Betriebe bis zum Fertigblasen des Kupfers fortfahren, bzw. nach beendigtem Blasen die verletzte Stelle ausbessern.

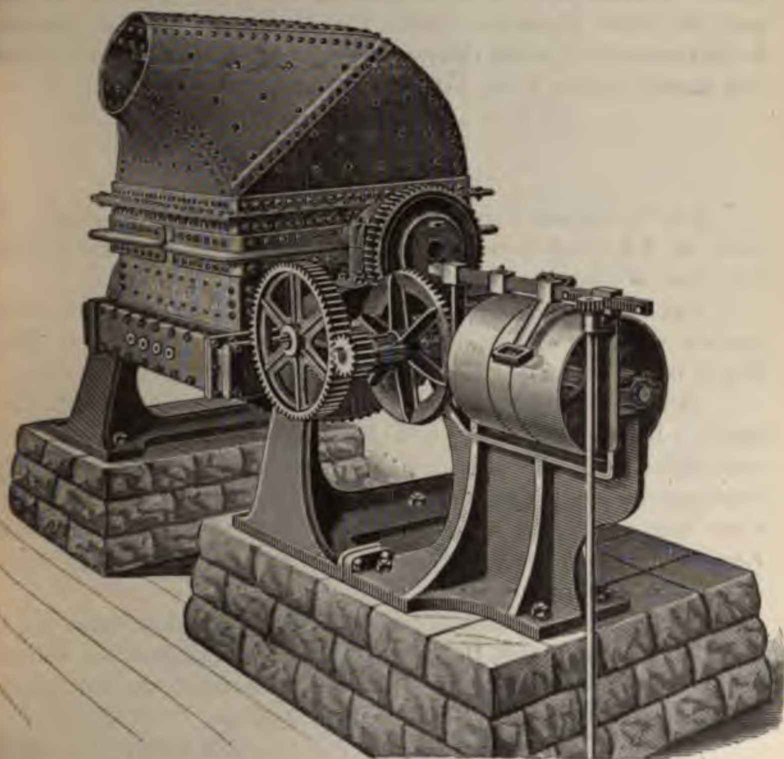


Fig. 112.

Während des Einstellens der Windzufuhr an irgend einer Seite müssen dann die Formen an den andern Seiten aushelfen. Die Hinterseite des Converters ist so gekrümmt, dass sie der Aufwallungscurve entspricht, wodurch die Beschädigung des Futters durch Aufwallen an dieser Seite auf das geringste Maass beschränkt ist.

Auch das Auswerfen von flüssigen Massen aus dem Halse des Converters ist durch die Construction desselben erheblich beschränkt, indem dieselben an die obere Wand des Converters anstossen und dann zum grösseren Theile in denselben zurückfallen.

Zur Erleichterung der Erneuerung des Futters kann die obere Hälfte des Converters abgeschraubt werden. Soll dies nicht geschehen, so muss der Converter durch Eingiessen von Wasser in denselben abgekühlt und nach dem Einsetzung des Futters durch ein Holz- oder Koksfeuer getrocknet werden. Das Futter wird am besten aus krystallisirtem Quarz hergestellt. Derselbe ist mindestens bis zu Bohnengrösse zu zerkleinern und nur mit so viel Thon zu vermengen, als zum Zusammenhalten desselben erforderlich ist. Für continuirlichen Betrieb sind 3 dieser Converter erforderlich. Einer derselben ist im Betriebe, während der zweite gekühlt oder gefüttert und der dritte abgewärmt wird. Die Menge des Kupfers, welches von 3 Convertern (d. i. einem Converter in continuirlichem Betriebe) in 24 Stunden erzeugt werden kann, beträgt:

bei Stein mit 60 % Kupfergehalt = 15 t;
mit 50 % Kupfergehalt = 12 t;
mit 40 % Kupfergehalt = 8 t.

Die Grösse des Einsatzes beträgt bei neuem Futter, welches 0,406 m stark ist, 1,5 t und vermehrt sich mit dem Wegfressen des Futters auf 4 t. Der Winddruck beträgt 406 mm Quecksilbersäule.

Der Stein wird in einem Schachtofen umgeschmolzen und durch ein eisernes Gerinne, welches mit einem Gemenge von Quarz und Thon gefüttert ist, in die in horizontale Stellung gebrachte Birne eingelassen.

Bei Stein von 60 % Kupfergehalt wird direct auf Rohkupfer verblasen. Bei ärmerem Stein (von 30 % Kupfergehalt an) wird der Wind nach 20—25 Minuten abgestellt. Dann wird die Schlacke in unter den Converter aufgestellte Schlackentöpfe gegossen, worauf das Blasen bis zu Ende fortgesetzt wird. Der Einsatz ist in Kupfer verwandelt, wenn die Entwicklung von Schwefliger Säure aufhört und kleine Theilchen von Kupfer in der Flamme erscheinen.

Der Wind wird in Anaconda durch ein Cylindergebläse mit einem Cylinder geliefert. Der Dampfcylinder der Dampfmaschine, welcher vor dem Gebläsecylinder liegt, hat 40,57 m Durchmesser, der Gebläsecylinder 1,016 m. Die Grösse des Hubes beträgt 1,066 m.

Auf den Parrot works und auf den Anaconda works in Montana, auf welchen beiden Werken der Verfasser den Converter-Betrieb gesehen hat, hält ein Converter gegen 12 Einsätze aus, ehe das Futter erneuert werden muss. Während der eine Converter im Betriebe ist, wird der zweite ausgebessert und der dritte abgewärmt.

Das Einschmelzen des Kupfersteins geschieht meistens in cylindrischen Schachtöfen.

Auf den Parrot works werden in 24 Stunden 50 t Kupferstein bei 8 % Koksverbrauch eingeschmolzen.

Auf den Anaconda-Werken geschieht das Schmelzen des Steins in Wassermantel-Schachtöfen bei gleichem Koksverbrauch. Der Durchmesser in der Formebene beträgt 0,914 m.

Man lässt den flüssigen Stein in den Converter laufen und beginnt sofort das Blasen. Der Einsatz beträgt im Anfang 1 bis $1^1/_2$ t. Auf den Parrot works und den Anaconda works setzt man zuerst $1^1/_2$ t (3000 Pfund) ein und steigert den Einsatz mit dem Wegfressen des Futters auf den Parrot works bis 2 t, auf den Anaconda works bis 4 t.

Sofort nach dem Blasen erscheint eine gelbe Flamme und ein weisser Rauch von Schwefelsäure-Anhydrid und Schwefliger Säure. Nach 20 Minuten kehrt man den Converter um und lässt die entstandenen Schlacke ausfliessen. Alsdann bringt man den Converter wieder in die aufrechte Lage und setzt das Blasen bis zur Bildung von Rohkupfer fort. Dasselbe lässt man aus dem Converter in eiserne Formen laufen, welche sich auf einem Wagen befinden. Der ganze Prozess dauert je nach der Grösse des Einsatzes 45 Minuten bis $1^1/_2$ Stunden.

Das Kupfer ist verhältnissmässig rein und wird z. B. auf den Anaconda works direct der Elektrolyse unterworfen. Das Rohkupfer enthält bis 99 % Kupfer und ausserdem noch geringe Mengen von Eisen und Schwefel. Bei dem Prozesse werden Arsen und Antimon vollständig verflüchtigt; Zink wird theils verflüchtigt, theils verschlackt; Blei und Zinn werden verschlackt, ebenso theilweise das Kobalt. Nickel und Wismuth verbleiben beim Kupfer.

Die Schlacke enthält 2 bis 5 % Kupfer und wird beim Erzschmelzen zugesetzt. Eine im russischen Finanzministerium untersuchte Schlacke zeigte die nachstehende Zusammensetzung:

SiO_2	=	35,70
Al_2O_3	=	1,76
FeO	=	55,83
MnO	=	0,22
ZnO	=	0,86
Cu	=	2,14
S	=	1,03.

Will man armen Stein anreichern, so wird der Prozess früher unterbrochen. In Eguilles (Vaucluse) wird Stein von 30 % Kupfergehalt in 30 Minuten auf Stein von über 70 % Kupfer verwandelt. Der letztere wird umgeschmolzen und dann im Converter auf Rohkupfer verblasen.

Die Concentration des Steins im Converter wird nur selten vorgenommen. Es ist vortheilhafter, im Schachtofen oder Flammofen concentrirten Stein direct auf Rohkupfer zu verarbeiten.

Auf den Parrot works bei Butte verarbeitet man Kupferstein von 50 bis 60 % Kupfer auf Rohkupfer von 98 % Kupfer und 100 Unzen Silber per t. Der Converter, welcher von gleicher Art wie der oben zuerst beschriebene ist, hat ein Quarzfutter von 0,0762 bis 0,1016 m Dicke. Der Einsatz beträgt bei einem neuen Futter = 1 t, später bis = 2 t. Der Wind wird durch ein Cylindergebläse geliefert, dessen Maschine 200 Pferdekräfte

hat. Zum gleichzeitigen Betriebe von 2 Convertern sind 150 Pferdekräfte nöthig. Der Winddruck beträgt 355 bis 508 mm Quecksilbersäule. In 24 Stunden werden mit 3 Convertern 100000 ℔ = 50 t Stein verarbeitet und 50000 ℔ = 25 t Rohkupfer aus demselben ausgebracht. Die durchschnittliche Dauer des Prozesses beträgt 1 $^1/_4$ Stunde.

In 24 Stunden sind 4 Mann am Cupolofen zum Umschmelzen des Steins, 3 mit Ausbessern der Converter und 6 beim Betriebe der Converter beschäftigt.

In Anaconda bedient man sich der oben beschriebenen Stalmann-Converter. Zum Betriebe von 4 Sätzen zu je 3 Convertern sind 4 Cylindergebläse vorhanden. Zum Betriebe eines Converters sind 90 Pferdekräfte erforderlich. Die Windpressung beträgt 6 bis 8 Pfund auf den Quadratzoll d. i. 304 bis 406 mm Quecksilbersäule. Der Einsatz beträgt Anfangs 3000 Pfund, später 6000 Pfund. Der Stein enthält 60% Kupfer und wird in $^3/_4$ bis 1$^1/_2$ Stunde (je nach der Grösse des Einsatzes) auf Rohkupfer von über 99% Kupfergehalt und 99 Unzen Silber per t verblasen. Nach 20 Minuten wird die Schlacke abgelassen und dann ohne Unterbrechung auf Rohkupfer geblasen. Die Converterschlacke enthält 2$^1/_2$ bis 3% Kupfer.

Auf den Werken von Jeres-Lauteira (Provinz Granada in Spanien) stehen Converter von der Gestalt der gedachten drehbaren Cylinder in Anwendung. (Terraillon, Bulletin de la Société de l'industrie minérale. Tome V 1891 pag. 910. Saint Etienne.) Der Durchmesser derselben beträgt 0,55 m. Sie bestehen aus Eisenblech und erhalten ein Futter aus 75% Quarz und 25% Thon. Dasselbe hält nicht über 24 Stunden. Zum continuirlichen Betriebe sind 3 Converter erforderlich. Von denselben wird einer betrieben, während bei zweien das Futter reparirt bzw. abgewärmt wird. Der Einsatz beträgt 1000 bis 1200 kg Kupferstein mit nur 26% Kupfergehalt. Das Verblasen dauert bis 40 Minuten. In 24 Stunden werden mit 3 Convertern 5 bis 6 t Kupferstein verarbeitet. Die Windpressung beträgt bei Beginn des Blasens 260 mm Quecksilber und steigt am Ende der Operation auf 300 mm. Einen Theil der Schlacke muss man während der Operation ablaufen lassen. Bei dem verhältnissmässig geringen Kupfer- und hohen Eisengehalte des Steins entsteht eine sehr grosse Menge von kupferreicher Schlacke, so dass das directe Ausbringen an Kupfer verhältnissmässig gering (50%) ist. Das ausgebrachte Kupfer soll nur 0,5 Procent fremde Bestandtheile enthalten.

Zu Röros in Norwegen wird der Converter-Prozess gleichfalls in drehbaren Cylindern von der gedachten Einrichtung ausgeführt. Die Erze, welche 5% Kupfer und 35% Schwefel enthalten, werden einmal in Haufen geröstet, wodurch der Schwefel bis auf 3,5% entfernt wird, und dann in Water-jacket-Schachtöfen auf einen Stein mit 30% Kupfer verschmolzen. Der letztere wird direct aus den Schachtöfen in die Converter abgestochen, welche 0,8 bis 1 t Stein aufnehmen. Bei einem Winddruck von $^1/_2$ Atmosphäre wird der Einsatz unter zwei- bis dreimaliger Entfernung der Schlacken

in einer Stunde auf Rohkupfer mit 99,20% Kupfer verarbeitet, welches letztere in englischen Flammöfen raffinirt wird. Das aus einem Gemenge von Thon und Sand bestehende Futter des Converters hält 8 Einsätze aus. Als motorische Kraft dient Wasserkraft.

Ausser an den gedachten Orten steht der Converter-Prozess noch in Anwendung auf den Vivian'schen Werken in Swansea, auf den Werken des Hauses Cousino in Lota (Chile), in Livorno (Société métallurgique italienne), in Brastberg (Norwegen), auf den Nicholson Chemical works bei Brooklyn. Auf einer Reihe anderer Werke wird er eingerichtet.

Die Kupfergewinnung aus Oxyden und Salzen des Kupfers sowie aus Erzen, welche das Kupfer im gediegenen Zustande enthalten.

Oxydische und gesäuerte Kupfererze mit geringem Kupfergehalte werden entweder beim Verschmelzen von geschwefelten Kupfererzen oder von Kupfersteinen zugeschlagen oder, wenn sie in grösseren Mengen vorhanden sind, auf nassem Wege zu Gute gemacht. Oxydische und gesäuerte Kupfererze mit grösserem Kupfergehalte werden bei gleichzeitigem Vorhandensein von geschwefelten Kupfererzen oder Kupfersteinen mit denselben zusammen nach der englischen Methode der Kupfergewinnung verarbeitet, andernfalls für sich mit Schlacken und geeigneten Zuschlägen auf Rohkupfer verschmolzen. Im letzteren Falle wendet man als Schmelzapparate gewöhnlich Schachtöfen an. Bei Anwendung von Flammöfen müssen die oxydischen und gesäuerten Erze mit Reductionskohlen gemengt werden.

Erze, welche gediegen Kupfer enthalten, bedürfen nur einer Verschlackung der Gangarten. Man wendet hierzu am besten Flammöfen an und schliesst unmittelbar an das Schmelzen das Raffiniren des Kupfers an. Die bei diesem Prozess fallenden kupferreichen Schlacken werden in Schachtöfen auf Rohkupfer verschmolzen.

Ein Verschmelzen von oxydischen und gesäuerten Kupfererzen fand früher zu Chessy bei Lyon statt und wird gegenwärtig noch im Ural und in den Vereinigten Staaten von Nord-Amerika (Arizona, Neu-Mexico) in grossem Umfange betrieben.

In Chessy bei Lyon wurden in den Jahren 1828 und 1829 Carbonate und Oxyde des Kupfers in quarzig-thoniger Gangmasse mit 27% Kupfer in 1,80 m hohen Schachtöfen verschmolzen. Den Erzen setzte man 20% Kalk, 5 bis 6% Raffinirschlacken und 60% Schlacken von der eigenen Arbeit zu. In 24 Stunden wurden $2\frac{1}{2}$ t Erz bei 77% Koksaufwand durchgesetzt. Die Schlacke hielt im günstigsten Falle noch $\frac{1}{2}$% Kupfer. (Knab, métallurgie. S. 122. Paris 1891.)

Im westlichen Ural werden in Perm Sandsteine mit 3 % Kupfergehalt, welche das Kupfer als Malachit, Lasur, Silicat, als Kupferkies und im gediegenen Zustande enthalten, unter Zuschlag von Dolomit und von Schlacken der eigenen Arbeit, in 6 m hohen Schachtöfen mit elliptischem Querschnitt und Sumpfofenzustellung bei Anwendung von Holzkohlen als Brennstoff auf Rohstein, Rohkupfer und ein kupferhaltiges Roheisen verschmolzen.

Das Rohkupfer enthält 90,5 % Kupfer, 6,1 % Eisen und 1,2 % Vanadium. Das Roheisen enthält 75,9 % Eisen, 12,6 % Kupfer, 2,5 % Silicium und 2 % Vanadium. Dasselbe wird auf einem Heerde mit stark geneigter Form unter Zusatz von Sand und unter Anwendung von Holzkohlen als Brennstoff verblasen. Das Eisen wird hierbei oxydirt und verschlackt, während man das Kupfer als Rohkupfer erhält.

In den Staaten Arizona und Neu-Mexico werden Carbonate und Oxyde des Kupfers in den oben beschriebenen Water-jacket-Oefen verschmolzen. (Peters l. c.) Die verschiedenen Erze besitzen so viel kieselige, eisenhaltige und kalkige Beimengungen, dass eine passende Gattirung derselben zur Schlackenbildung genügt und dass nur selten Zuschläge erforderlich sind. Die Carbonate von Arizona enthalten hinreichend Schwefel, um das Kupfer vor Verschlackung zu schützen und einen Stein von 60 bis 66% Kupfergehalt zu bilden. Die Zustellung der Oefen ist als Tiegelöfen. Der Boden des Tiegels liegt 0,4 bis 0,6 m unter der Formebene. Bei grösserer Tiefe des Tiegels liegt die Gefahr des Erstarrens des Kupfers nahe. Die Höhe der Oefen über der Formebene übersteigt nicht 2,128 m. Der Horizontalquerschnitt der Oefen ist kreisrund oder rechteckig. Die Oefen mit kreisrundem Horizontalquerschnitt sind theils cylindrisch, theils verjüngen sie sich von der Gicht bis zur Formebene. Als rechteckiger Ofen wird der oben beschriebene Henrich-Ofen mit Rast verwendet. Die Rast soll die reducirende Wirkung der Gase vermehren und eine reinere Schlacke liefern.

Als Brenn- und Reductionsstoff dienen Koks mit 11,6 bis 14,6 % Asche. Als Gebläsemaschinen benutzt man Baker-blower. Der Winddruck beträgt 10 bis 12 Unzen pro Quadratzoll (amerikan.). Der Durchmesser der Windeinströmungsöffnungen beträgt gewöhnlich 0,0762 m, ausnahmsweise auch (Copper Queen) 0,127 m. 0,254 m unter der Formebene finden sich die Schlackenaugen, welche sich in gusseiserne Schlackenrinnen fortsetzen. Die letzteren werden häufig durch Wasser gekühlt. Die Abstichöffnung für das Kupfer befindet sich im unteren Theile des Tiegels. Die Schlacken lässt man nicht continuirlich aus dem Ofen fliessen, sondern sticht dieselben in Zwischenräumen von je 6 Minuten in vor die Oefen gestellte Schlackentöpfe ab. Das Rohkupfer wird periodisch in eiserne Formen, welche sich auf Rädern befinden, abgestochen.

Das Durchsetzquantum der Oefen in 24 St. beträgt bis 70 t. Das Rohkupfer enthält 97—98 % Kupfer, die Schlacke im Durchschnitt 1,75 % Kupfer.

Der Ofen auf Copper Queen (Arizona) ist rund, hat 0,914 m Durchmesser, besitzt 6 Formen von 0,127 m Durchmesser des Rüssels und setzt täglich 40 bis 50 t Erz (ohne Zuschlag) durch. Der ähnlich eingerichtete Ofen der Old Globe mine (Arizona) setzt 55 t in dem gleichen Zeitraume (24 St.) durch.

Die ökonomischen Ergebnisse des Verschmelzens oxydischer und gesäuerter Erze auf den grösseren Werken von Arizona sind aus der nachstehenden Tabelle ersichtlich. (Peters l. c.)

Name des Werkes	Flächeninhalt der Formebene in Quadratfuss	Zahl der Formen	Gesammtfläche der Formöffnungen in Quadratzoll	Windpressung in Unzen per Quadratzoll	Gewichtstheile Erz auf 1 Gew.-Theil Koks	Verschmolzene Erzmenge (in 24 Stunden)
Copper Queen	7	6	75	10	5,90	47
Detroit Copper Co.						
Grosse Oefen	11,8	14	83	12	6,55	79,15
Kleine Oefen	7	6	58	10	5,55	45
Arizona Copper Co.						
Grosse Oefen	12,5	6	64	10	—	—
Kleine Oefen	7	6	58	10	—	—
United Verde	7	6	58	10	—	52

Die Zusammensetzung der Schlacken von Copper Queen, Arizona ist die nachstehende:

Kieselsäure	26,64
Eisenoxydul	42,60
Mangan	0,30
Zink	0,50
Kalk	9,51
Magnesia	0,20
Thonerde	15,40
Alkalien und Verlust	4,85

Der Kupfergehalt beträgt im Durchschnitte 1,75 %.

Die in einem Henrich-Ofen zu Clifton in Arizona erhaltene Schlacke hat nach S. James jr. die nachstehende Zusammensetzung:

Kieselsäure	34,34
Eisenoxydul	32,27
Mangan	6,24
Kalk	10,13
Magnesia	2,30
Thonerde	11,80
Alkalien, Verlust u. s. w.	3,64

Das Verschmelzen von Erzen, welche gediegen Kupfer enthalten, findet am Lake superior, in Detroit und in Pittsburgh Statt. Dasselbe geschieht in Raffinirflammöfen und besteht in einem einfachen Einschmelzen

der Erze, woran sich nach der Entfernung der Schlacke das Raffiniren d Kupfers anschliesst. Die Schlacke wird in Schachtöfen zusammen mit d Raffinirkrätzen auf Rohkupfer verschmolzen. Die Zugutemachung der E des Lake superior ist beim Raffiniren des Kupfers dargelegt.

2. Die Reinigung des Rohkupfers (auf trockenem Wege).

Das auf trockenem Wege erhaltene Rohkupfer enthält noch ei Reihe von fremden Körpern, welche dasselbe zur technischen Verwendu untauglich machen. Diese Körper müssen daher aus dem Rohkupfer e fernt werden. Dieselben sind hauptsächlich: Eisen, Blei, Zink, Kob Nickel, Wismuth, Arsen, Antimon und Schwefel. Die Scheidung die Elemente vom Kupfer kann sowohl durch ein oxydirendes Schmelzen d Rohkupfers als auch mit Hülfe des elektrischen Stromes bei Verwendu des bis zu einem bestimmten Grade auf trockenem Wege gereinig Kupfers als Anode des Stromes geschehen.

Durch ein oxydirendes Schmelzen des Rohkupfers lassen sich fremden Elemente (mit Ausnahme der Edelmetalle), da dieselben sämt lich eine grössere Verwandtschaft zum Sauerstoff besitzen als das Kupf in Oxyde überführen und theils verflüchtigen, theils verschlacken. I flüchtigen Elemente lassen sich direct verflüchtigen.

Durch die Elektrolyse lässt sich bei Verwendung des Rohkupf als Anode des Stromes und bei Verwendung einer mit Schwefelsäure gesäuerten Kupfersulfatlösung als Elektrolyt das Kupfer in reinem Zustan an die aus Kupferblech bestehende Kathode überführen, während die dachten Verunreinigungen theils in Lösung gebracht werden, theils an Anode zurückbleiben oder zu Boden fallen. Die Reinigung des Kupf durch Elektrolyse wendet man indessen nur dann an, wenn das Kup von Gold, Silber und Nickel geschieden werden soll. Zur blossen Rei gung ohne die Gewinnung der gedachten Metalle bzw. von Verbindung derselben (Nickel) stellt sich dieselbe zu theuer. Das Nähere über Elektrolyse des Rohkupfers ist bei der Gewinnung des Kupfers mit Hü des elektrischen Stromes dargelegt.

Die grundsätzliche Art der Reinigung des von Edelm tallen freien Kupfers ist die durch oxydirendes Schmelzen de selben.

Bei diesem oxydirenden Schmelzen wird stets ein Theil des Kupfe in Kupferoxydul verwandelt, welcher Körper die Eigenschaft hat, mit de Kupfer zu einer homogenen Masse zusammenzuschmelzen. Ein erheblich Gehalt an Kupferoxydul beeinträchtigt aber, wie oben dargelegt ist, d Weichheit und Festigkeit des Kupfers. Das Kupferoxydul muss dah

nach beendigter Oxydation durch ein reducirendes Schmelzen wieder in Kupfer verwandelt werden.

Man führt nun die Reinigung des Rohkupfers entweder so aus, dass man zuerst in einem besonderen Ofen kupferoxydulhaltiges Kupfer herstellt und dasselbe alsdann in einem zweiten Ofen vom Kupferoxydul befreit oder so, dass man die Oxydation der fremden Elemente und die Reduction des Kupferoxyduls in einem und demselben Ofen unmittelbar hintereinander vornimmt.

Die Herstellung des kupferoxydulhaltigen Kupfers in einem besonderen Ofen nennt man „Gaarmachen“ und das betreffende Kupfer „Gaarkupfer“. Die Verwandlung des Gaarkupfers in oxydulfreies Kupfer in einem besonderen Ofen nennt man „Hammergaarmachen“ und das betreffende Kupfer „Hammergaares Kupfer“.

Die Verwandlung des Kupfers in gereinigtes Kupfer in einem und demselben Ofen ohne Unterbrechung nennt man bei Ausführung des Prozesses in einem Heerdofen „vereinigtes Gaarmachen und Hammergaarmachen“ und das betreffende Kupfer „hammergaares Kupfer“, bei Ausführung des Prozesses in einem Flammofen „Raffiniren“ und das betreffende Kupfer „raffinirtes Kupfer“ oder „Raffinad“.

Wir haben daher zu unterscheiden:

1. Die Reinigung des Kupfers durch getrenntes Gaarmachen und Hammergaarmachen.

2. Die Reinigung des Kupfers durch vereinigtes Gaarmachen und Hammergaarmachen im Heerde.

3. Das Raffiniren des Kupfers.

Die beiden ersten Arten der Reinigung, welche früher in Deutschland, Schweden, Norwegen und Russland verbreitet waren, werden gegenwärtig nur noch ausnahmsweise ausgeführt, da sie nur mit verhältnissmässig kleinen Mengen bewirkt werden können und einen hohen Verbrauch an Brennstoff und Arbeitslöhnen bedingen. Die dritte Art der Reinigung, welche zuerst in England ausgeführt wurde, ist gegenwärtig allgemein verbreitet und als die bei Weitem vortheilhaftere grundsätzlich anzuwenden.

1. Die Reinigung des Kupfers durch getrenntes Gaarmachen und Hammergaarmachen

zerfällt in die Herstellung des Gaarkupfers und in das Hammergaarmachen des Gaarkupfers.

a) **Die Herstellung des Gaarkupfers oder das Gaarmachen** geschieht entweder in Heerdöfen oder in Flammöfen. Die Heerdöfen wendet man bei Verarbeitung kleinerer Mengen reiner Rohkupfersorten an, während bei Verarbeitung grösserer Mengen unreiner Kupfersorten wegen der erforderlichen stärkeren Oxydation Flammöfen angewendet werden müssen. Der

in Anwendung stehende Heerd ist der sog. „kleine Gaarheerd" „Kupfergaarheerd". Die Flammöfen sind entweder Gebläse-Flam sog. „Spleissöfen" oder in seltenen Fällen Zugflammöfen.

Das Gaarmachen im kleinen Gaarheerde ist ein mit grossen Brennstoffaufwand verbundener, nur eine geringe Productic stattender Prozess, welcher in Culturländern nur noch ausnahm angewendet wird (wenn in Folge einer veralteten Gewohnheit reines kupfer für die Messingfabrication verlangt wird).

Der Gaarheerd (s. Fig. 113) ist eine in schweres Gestübbe (d. Gemenge von 1 Vol. Th. Kohlenpulver und 7—8 Vol. Th. Thon) oder Gemenge von schwerem Gestübbe und Sand oder in Thon eingeschn der Gestalt der Halbkugel sich nähernde Vertiefung, über welcher si Rauchfang befindet. Der Heerd fasst je nach seiner Grösse 150 bis 15 Rohkupfer. Ein Heerd von mittlerer Grösse hat 60 cm Durchr und 30 cm Tiefe. In der Rückwand findet sich eine Form, welche 40—4 über den Heerdrand vorragt und so geneigt ist (bis 45°), dass das im E befindliche flüssige Kupfer von dem strom getroffen wird. An der Vord des Heerdes befindet sich eine aus eisen bestehende Arbeitsplatte. In se Fällen befindet sich vor dem Heerde ein besonderer, in einem freistehenden blocke hergestellter Heerd, der sogen. „ heerd", in welchen das Kupfer nac Gaare ausgeschöpft und dann in Scl gerissen wird.

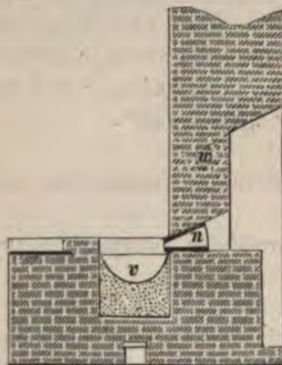


Fig. 113.

Das Einschmelzen des Rohkupfers erfolgt entweder in kleinen Scl öfen (Krummöfen) oder auf dem Heerde selbst auf einer Lage von I stoff, (Holzkohlen oder Koks). Im letzteren Falle wird dasselbe und nach auf den Heerd gebracht und so gelegt, dass nur die R nicht aber die Flächen der Rohkupferscheiben dem Winde zugekehrt Das eingeschmolzene Kupfer ist mit Kohlen (Holzkohlen oder leichten Kol deckt. Sobald sich eine gewisse Menge Schlacken gebildet hat, wir Brennstoff weggeräumt und die Schlacke entfernt. Darauf wird der I stoff wieder aufgegeben und vor dem jedesmaligen Schlackenziehen v entfernt. In dieser Weise arbeitet man fort, bis das Kupfer gaar is

Durch die Einwirkung des Gebläsewindes auf das niederschmel Rohkupfer sowohl als auf das flüssige Metallbad findet eine Oxydatic fremden Beimengungen und eines Theiles des Kupfers statt. Da letzteren Falle gebildete Kupferoxydul wirkt gleichfalls oxydiren die fremden Bestandtheile ein, indem es mit dem Kupfer zusan schmilzt und sich gleichmässig in dem Metallbade vertheilt, wo es

Abgabe seines Sauerstoffs an die fremden Elemente wieder zu Kupfer reducirt wird.

Da das Metallbad stets mit Kohlen bedeckt gehalten wird, so ist es nicht zu vermeiden, dass die letzteren auch in einem gewissen Maasse eine reducirende Wirkung auf die gebildeten Oxyde ausüben und dadurch den Prozess verzögern. Bei der hohen Temperatur, welche das Metallbad durch die Verbrennung der Kohlen erhält, tritt auch eine Verflüchtigung eines Theiles der leichtflüchtigen Metalle (ohne vorgängige Oxydation derselben) ein.

Von den verschiedenen fremden Elementen werden Antimon, Arsen, Zink und Blei theils verflüchtigt, theils oxydirt und, soweit die Oxyde nicht flüchtig sind, von der Schlacke aufgenommen. Der Schwefel wird als Schweflige Säure verflüchtigt. Der grösste Theil desselben wird durch das Kupferoxydul oxydirt. Die nicht flüchtigen Oxyde, besonders Eisenoxydul, bilden mit der Kieselsäure des Heerdes eine Schlacke. Die letztere ist beim Vorhandensein grösserer Mengen von Bleioxyd dünnflüssig, beim Vorwalten von Oxyden des Eisens und Nickels dagegen zähflüssig. Im Anfange des Gaarmachens ist die Farbe der Schlacke in Folge des vorwaltenden Eisengehaltes braunschwarz; dieselbe geht indess später mit zunehmendem Kupferoxydulgehalte in das Rothe über. Eisen, Zink und Blei sind leicht aus dem Rohkupfer zu entfernen, Nickel, Kobalt, Wismuth, Arsen und Antimon sowie die letzten Theile von Schwefel dagegen viel schwieriger.

Das Nickel wird theils verschlackt, theils bleibt es beim Kupfer und concentrirt sich in den obersten Scheiben des Gaarkupfers. Ist mit dem Nickel gleichzeitig Antimon im Rohkupfer vorhanden, so bildet sich ein eigenthümlicher, goldglänzende Blättchen darstellender Körper, welcher sich mit dem Gaarkupfer mengt, der sogen. „Kupferglimmer". Derselbe hat nach Hampe die Zusammensetzung: $6\,Cu_2O, Sb_2O_5 + 8\,NiO, Sb_2O_5$.

Arsen und Antimon besitzen die Eigenschaft, die Oxydation der fremden Körper zu verzögern, indem sie in Gestalt eines dichten Rauches aus dem Metallbade emporsteigen und dadurch die Wirkung des Gebläsewindes beeinträchtigen.

Beim Gaarmachen wird stets mehr Kupferoxydul gebildet als zur Entfernung der fremden Bestandtheile erforderlich ist. Unter normalen Verhältnissen beträgt der Gehalt des Gaarkupfers an Kupferoxydul 6 bis 8%. Sind indess grössere Mengen von Arsen, Antimon und Nickel im Rohkupfer, so werden in Folge der zur Entfernung dieser Körper nöthigen Verlängerung des Oxydationsprozesses grössere Mengen von Kupferoxydul, — bis zu 50% — gebildet. Man nennt das Kupfer, welches über 8% Kupferoxydul enthält, übergaar. Das übergaare Kupfer führt man wohl dadurch in den Zustand der Gaare zurück, dass man demselben eine kleine Menge Blei oder Rohkupfer zusetzt oder dass man in das Metallbad grüne Holzstangen (Polstangen) einführt. Die aus den letzteren entwickelten reducirenden Gase reduciren das Kupferoxydul zu Kupfer. Das Blei wirkt

gleichfalls reducirend auf das Kupferoxydul, indem es sich in Bleioxyd verwandelt. Es wirkt auch auflösend auf den oben erwähnten Kupferglimmer, sowie als Oxyd oxydirend auf fremde Elemente, wie Nickel, Arsen und Antimon.

Kurz vor der Gaare tritt das sogen. „Sprühen" des Kupfers ein, welches in dem Auswerfen eines Regens von kleinen Kupferkügelchen aus dem Metallbade besteht. Diese Erscheinung beruht auf der Entbindung grosser Mengen von Schwefliger Säure aus dem Metallbade in Folge der Einwirkung von Kupferoxydul auf Schwefelkupfer bei der Abkühlung des Metallbades bis zu einem gewissen Grade.

Die eintretende Gaare des Kupfers erkennt man an der rothen Farbe der Schlacke, der meergrünen Farbe des Metallbades, dem Aufhören des Rauchens desselben und an dem Wallen des Metallbades. Das eigentliche Kennzeichen für die Gaare ist die Beschaffenheit des sogen. „Gaarspahns". Hierunter versteht man den Ueberzug von Kupfer, welcher sich auf einem durch die Form in das Metallbad gesteckten und sofort wieder aus demselben herausgezogenen, conisch zugespitzten Eisenstabe, dem sogen. „Gaareisen", bildet. Ist das Kupfer gaar, so bildet der Gaarspahn einen dünnen, netzartigen, äusserlich krausen krystallinischen Ueberzug auf dem Gaareisen. Derselbe lässt sich leicht beim Eintauchen des Eisens in Wasser ablösen, ist biegsam, zeigt an der Innenseite eine kupferrothe Farbe und metallischen Glanz und beim Zerbrechen dichten Bruch und kirschrothe Farbe.

Ist das Kupfer noch nicht gaar, welchen Zustand man als „zu jung" bezeichnet, so lässt sich der Gaarspahn schwer ablösen, ist dick, äusserlich glatt, zeigt auf der Innenseite eine gelbliche Farbe und ist sehr brüchig. Wenn die Gaare bereits überschritten ist, welchen Zustand man als „übergaar" bezeichnet, so ist der Gaarspahn dick, sehr spröde und zeigt äusserlich eine matte rothbraune Farbe.

Ist das Kupfer gaar, so stellt man das Gebläse ab und schöpft es entweder nach hinreichender Abkühlung unter einer Decke von Kohlenlösche in Formen oder man reisst es in Scheiben. In manchen Fällen schöpft man das Kupfer vor dem Scheibenreissen noch in besondere freistehende Heerde. Das Scheibenreissen oder Rosettiren des Kupfers erfordert eine bestimmte, nicht zu hohe Temperatur. Ist diese Temperatur erreicht, so wird das Kupfer mit Wasser besprengt, wodurch sich eine vom Heerdrand abgelöste, nach oben gewölbte Scheibe bildet. Dieselbe wird mit der Furkel abgehoben und in Wasser geworfen, worauf in der nämlichen Weise eine zweite Scheibe gebildet und abgehoben wird u. s. f.

Je nach der Grösse des Heerdes können 80 bis 100 Rosetten abgehoben werden. Die zuerst abgehobenen Scheiben sind gewöhnlich unrein und übergaar und werden daher beim Gaarmachen des Rohkupfers wieder zugesetzt.

Das Nickel sammelt sich (abgesehen von dem in die Gaarkrätze übergegangenen Nickel) in der obersten Scheibe an. Bei gleichzeitiger

Anwesenheit von Antimon sammelt sich in dieser Scheibe der Kupferglimmer an.

Die Dauer des Gaarmachens hängt von der Grösse des Heerdes bzw. des Einsatzes ab und beträgt $1^1/_2$ bis $4^1/_2$ Stunden. In Mansfeld sind zum Gaarmachen von 300 bis 350 kg Schwarzkupfer $2^1/_2$ Stunden erforderlich. In Atvidaberg (Schweden) wurden Einsätze von 952 bis



Fig. 114.



Fig. 115.

1224 kg bei 65 bis 68 mm Quecksilbersäule Windpressung in 4 bis $4^1/_2$ Stunden gaar gemacht. Der Brennstoffverbrauch beim Gaarmachen beträgt im Mittel 50 % Holzkohle vom Gewichte des Gaarkupfers.

Das Gaarmachen im Flammofen. Diese Art des Gaarmachens, welche bei unreinem Rohkupfer und bei beabsichtigter grösserer Production von Gaarkupfer Anwendung findet, hat den Vortheil eines rascheren Verlaufes des Prozesses, da die Berührung des Kupfers mit dem reducirenden Brennstoffe ausgeschlossen ist. Bei diesem Prozesse wird ein grösserer

Theil Kupfer verschlackt als im kleinen Gaarheerde, da dasselbe nicht, wie im letzteren, wieder reducirt werden kann.

Der mit Gebläse versehene Flammofen, der sogen. Spleissofen, ist ähnlich eingerichtet wie der deutsche Treibofen. Die Heerdsohle besteht aus Lehm, Quarz oder Gestübbe. Je nachdem das Gaarkupfer granulirt oder in Scheiben gerissen werden soll, ist vor dem Ofen ein Granulirbehälter oder eine Anzahl von Rosettirheerden angebracht.

Die Einrichtung des im Harze gebräuchlichen Spleissofens ist aus den vorstehenden Figuren 114 und 115 ersichtlich. f ist das Fundament des Ofens; k sind Canäle zur Entfernung der Feuchtigkeit (288 mm im Quadrat). r ist die Rostfeuerung (0,77 m breit und 1,57 m lang), s das Schürloch, v die Feuerbrücke (0,392 mm dick und 1,57 m lang), z das Flammloch, t eine Kühlöffnung im Gewölbe des Ofens, dessen höchster Punkt 1,831 m über dem Heerde liegt. x ist eine Schlackenlage (262 mm dick), y eine Ziegelsteinlage (144 mm stark), w der aus Gestübbe und Mergel hergestellte Heerd, dessen Durchmesser 2,667 m beträgt. i ist das Rauhgemäuer des Ofens, u die Arbeitsöffnung (392 mm weit und 706 mm hoch), g das Stichloch. m m sind die Windeinströmungsöffnungen. Zum Granuliren des Kupfers, wie es für die Verarbeitung des silberhaltigen Kupfers auf nassem Wege erfordert wird, lässt man das Gaarkupfer durch eine eiserne, mit Gestübbe ausgekleidete Rinne in den Granulirbehälter fliessen und hier mit einem Strahle kalten Wassers, welcher aus der Rinne q läuft, zusammentreffen.

Die Einrichtung des ungarischen Spleissofens, wie er zu Schmöllnitz in Anwendung steht, ist aus den Figuren 116 bis 118 ersichtlich. c ist die für Holz eingerichtete Treppenrostfeuerung, welcher durch die Rohre d sowohl unter als auch über dem Roste Luft zugeführt wird. Der Heerd a, welcher gegen 5 qm Fläche besitzt, wird aus einem Gemenge von 50 Th. quarzigem Thonschiefer, 33 Th. Talkschiefer und 17 Th. Ziegelmehl hergestellt. Derselbe wird auf eine Gestübbelage b aufgestampft. f ist die Arbeitsöffnung; g g sind die Winddüsen, von welchen die eine 12,5 cm, die andere 15 cm über dem Heerde liegt und welche jede 1° Stechen besitzen; i sind die Füchse, durch welche die Gase in die Canäle k und aus diesen in die Flugstaubkammern l gelangen. Aus den Flugstaubkammern entweichen die Gase durch den Canal m in die Esse. o o sind Reissheerde oder Rosettirgruben, in welche das Gaarkupfer zum Zwecke des Rosettirens eingeführt wird. Dasselbe fliesst durch das Stichloch n über die Trift in die gedachten Rosettirgruben.

Die Menge des Rohkupfers, welche in den Spleissofen eingesetzt wird, beträgt bis $3^1/_2$ t. Das Einsetzen erfolgt durch die Arbeitsöffnung des Ofens und zwar so, dass zwischen den einzelnen Stücken Zwischenräume zum Durchstreichen der Flamme frei bleiben. Das reine Rohkupfer schmilzt rascher ein als das arsen-, antimon- und schwefelhaltige Rohkupfer. Das Gebläse lässt man gewöhnlich erst nach dem Einschmelzen

und verstärkt mit zunehmender Hitze allmählich die Windführung. e sich bildende Schlacke wird von Zeit zu Zeit abgezogen. Ist durch n Gaarspahn die Gaare des Kupfers nachgewiesen, so wird dasselbe entder in die vor dem Ofen befindlichen kleinen Spleissheerde abgestochen d in Scheiben gerissen oder behufs Granulirens in einen Granulirbelter entleert. Im letzteren Falle muss das Kupfer zur Vermeidung von

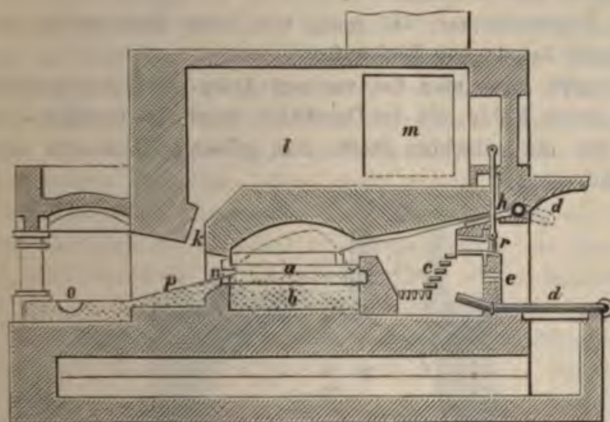


Fig. 116.

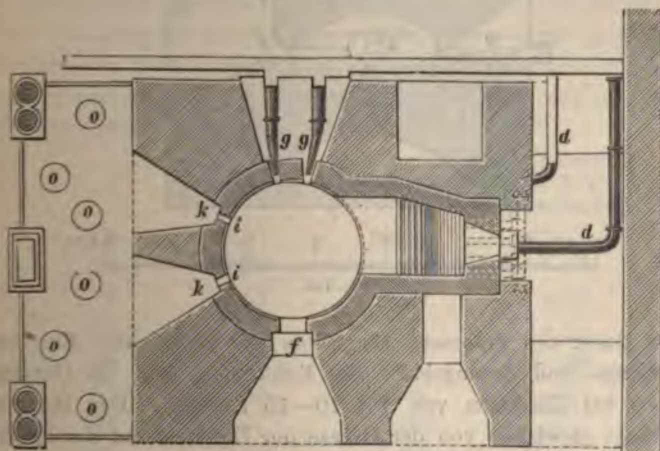


Fig. 117.

Explosionen in einem möglichst dünnen Strahle mit einem starken Strahle kalten Wassers zusammengebracht werden.

Die chemischen Vorgänge beim Gaarmachen im Spleissofen sind die sämlichen wie beim Gaarmachen im kleinen Heerd. Beim Gaarmachen unreiner Kupfer wird in Folge der Verlängerung des Prozesses eine verhältnissmässig grosse Menge von Kupferoxydul gebildet. Man sucht das-

[illegible] Aufstreuen von Kohlen auf das Met
[illegible] von Blei zu dem Kupfer zu redu
[illegible] zu starke Oxydation des Kupfers da
[illegible] des Metallbades aufhört und nur noc
[illegible] gebildet werden, das Gebläse abstellt
[illegible] noch durch die vom Roste aus zutre
[illegible]

[illegible] man, wie beim Gaarmachen im kl
[illegible] Blei auf.

[illegible] man bei starkem Arsen- und Antimongehalte
[illegible] mit der Oxydation durch das Gebläse so lang
[illegible] Stoffe zum grössten Theil aus dem K
[illegible]

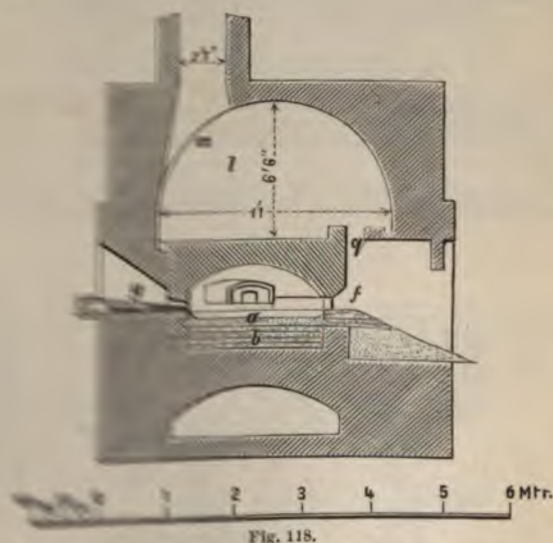


Fig. 118.

Die Dauer des Prozesses hängt von der Grösse des Einsatzes
dem Antimon- und Arsengehalte des Rohkupfers ab. Im Durchsch
beträgt sie bei Einsätzen von 3 t 10—15 Stunden. Der Brennstof
brauch hängt gleichfalls von der Grösse der Einsätze und der Reinheit
Kupfers sowie von der Natur des Brennmaterials ab. Im Durchsch
beträgt er 30—40% Steinkohlen vom Gewichte des Rohkupfers.

Zu Altenau im Oberharz besteht der Heerd aus einem Gem
von Thon und Mergel (auf 31,5 Hectoliter Lehm 2 Hectoliter Mergel)
hält 3 bis 4 Einsätze aus. Der erste Einsatz beträgt 3 t, der zweite 2,
der dritte 2,33 t und der letzte, falls der Heerd es noch gestattet,
Die Dauer des Prozesses beträgt beim ersten Einsatz 15 Stunden (
schmelzen 10 bis 12 St., Verblasen 3 St.), beim zweiten Einsatz 12 Stun

beim dritten Einsatz 8 Stunden. Nach dem dritten oder vierten Einsatz erfolgt die Erneuerung des Heerdes. Im Laufe eines Jahres wurden daselbst verarbeitet: 340 t Rohkupfer. Man erhielt: 201 t Granalien, 104 t gewöhnliche Verblaseschlacke, 33 t nickelhaltige Verblaseschlacke. Verbraucht wurden: 84 t Steinkohle, 1475 Stück Wasen (Reisigholz), sowie zur Herstellung und Reparatur des Heerdes 31,5 hl Lehm und 2 hl Mergel. In Oker beträgt der Brennstoffverbrauch bei der Herstellung der Granalien aus Schwarzkupfer 55% Steinkohle vom Gewichte des letzteren. Der Erfolg an Granalien beträgt 65% vom Gewichte des Einsatzes.

Auf Stefanshütte in Ungarn setzte man 1680 bis 2800 kg Schwarzkupfer ein, wärmte den Ofen 48 Stunden lang ab, feuerte dann 10 bis 12 Stunden bis zur Rothglut des Kupfers und dann weitere 3 Stunden bis zum Einschmelzen desselben, liess dann 8—10 Stunden lang unter öfterer Erniedrigung der Temperatur die Schlackenbildung vor sich gehen und polte schliesslich das übergaar gewordene Kupfer zur Gaare zurück.

Das Gaarmachen im Zugflammofen, wie es beispielsweise zu Oker im Unterharz ausgeführt wird, geschieht in Oefen englischer Construction und unterscheidet sich nicht von der ersten Periode des Raffinirens des Rohkupfers nach englischer Methode, wie es weiter unten beschrieben ist.

Die Producte des Gaarmachens sind Gaarkupfer und Schlacke, welche letztere man Gaarkrätze, Gaarschlacke oder Rosettenkrätze nennt.

Das Gaarkupfer enthält ausser mehr oder weniger grossen Mengen von Kupferoxydul noch geringe Mengen fremder Elemente und Metallsalze. Die Zusammensetzung einiger Gaarkupfersorten ergiebt sich aus den nachstehenden Analysen:

	Mansfeld	Atvidaberg	Lend (Salzburg) (mit 1 % Kupferglimmer)
Cu	98,40	99,46	97
Fe	0,07	0,01	—
Pb	0,57	Spur	0,70
Sb + As	—	—	1,10
Ni	0,45	0,11	0,46
Ag	0,02	0,06	—
Au	—	0,001	—
S	0,01	0,02	—

Sonstige Bestandtheile nicht bestimmt.

Die Verunreinigungen verschiedener Gaarkupfersorten sind aus den nachstehenden Analysen ersichtlich:

	Stefanshütte	Agordo	Klausen
As	0,13	0,64	0,059
Sb	0,08	0,04	0,057
Pb	Spur	0,20	0,390

	Stefanshütte	Agordo	Klausen
Fe	Spur	—	—
Ni	0,29	—	—
Ag	0,011	0,10	0,077
Au	Spur	—	—
S	—	0,04	—

Das Gaarkupfer wird entweder zur Messingfabrication verwen(oder dem Hammergaarmachen unterworfen.

Die Gaarschlacken sind Gemenge von Silicaten des Kupfers u Eisens mit Oxyden der verschiedenen, im Rohkupfer enthalten gewesen Metalle, sowie mit Antimoniaten, Arseniaten und Sulfaten (Blei). S stellen theils geflossene Schlacken, theils zusammengesinterte Massen d Wenn dieselben Nickel und Kobalt in gewinnbarer Menge enthalt werden sie für sich verarbeitet; andernfalls werden sie zur Ausgewinnu ihres Kupfergehaltes beim Erz- oder Steinschmelzen zugeschlagen. I nickelhaltigen Krätzen verarbeitet man wohl wieder auf Rohkupfer, ind man sie in Schachtöfen verschmilzt, oder, falls sie grössere Mengen v Arsen und Antimon enthalten, auf Speisen. Das aus den Krätzen haltene Rohkupfer, das sogen. „Krätzkupfer", giebt beim Verblasen bez Gaarmachen wieder Krätzen, in welchen sich der Nickel- und Kob gehalt concentrirt. Beim Verschmelzen dieser Krätzen erhält man ein Nickel noch weiter angereichertes Kupfer. Durch Wiederholung die Schmelz- und Verblaseprozesse lässt sich schliesslich ein nickelreic Kupfer gewinnen, welches gewöhnlich an Nickelwerke abgegeben wi — Auch werden nickelhaltige Gaarkrätzen unter Zuschlag von Schwe kies auf einen nickelhaltigen Stein verschmolzen. — Manche Werke geb die nickelhaltigen Krätzen direct an Nickelwerke ab.

b) Die Herstellung des hammergaaren Kupfers.

Das Hammergaarmachen des Gaarkupfers im kleinen Heerde best in einem reducirenden Schmelzen desselben oder, falls es noch dur fremde Elemente, besonders durch Antimon und Arsen verunreinigt ist, einem an das reducirende Schmelzen angeschlossenen oxydirenden Schmelz und darauf wieder folgenden reducirenden Schmelzen. Der Gaarheerd ebenso eingerichtet wie der Heerd zum Gaarmachen des Rohkupfers, n hat die Form eine geringere Neigung (6 bis 10°) und ragt weiter üb den Rand des Heerdes hinaus. Als Brennstoff dient Holzkohle. I Einsatz beträgt 400 bis 600 kg Gaarkupfer. Das Einschmelzen des Ga kupfers im kleinen Heerde macht man dadurch reducirend, dass man d Wind nicht auf das Metallbad, sondern bei dem gedachten gering Stechen der Form in die Kohlen leitet. Zu diesem Zwecke werden Kohlen an der Form angehäuft, während die Kupferstücke so gel werden, dass sie nicht vom Winde getroffen werden können. Sie schmel

daher in einer hauptsächlich Kohlenoxyd enthaltenden Atmosphäre ein, in welcher das Kupferoxydul durch die Berührung mit den glühenden Kohlen und mit dem Kohlenoxyd zu Kupfer reducirt wird. Nach dem Einschmelzen wird die Schlacke abgezogen und eine Spahn- oder Schöpfprobe aus dem Heerde genommen. Ergiebt dieselbe auf dem Bruche die Rosafarbe, den Seidenglanz, das sehnige Gefüge des hammergaaren Kupfers und zeigt das Kupfer beim Ausschmieden sowohl wie beim Zerbrechen im Schraubstock die erforderliche Weichheit und Festigkeit, so wird dasselbe ausgeschöpft. Ist dasselbe dagegen noch kupferoxydulhaltig, was sich durch leichtes Zerbrechen der Probe sowie durch eine würfelige oder stängelige Structur des Bruches und durch eine dunkelrothe Farbe der Bruchfläche zu erkennen giebt, so wird das Metallbad wieder mit Kohlen bedeckt und das reducirende Schmelzen fortgesetzt. — Enthält das Kupfer noch fremde Elemente, so muss bis zur Entfernung derselben oxydirend geschmolzen werden und dann die Reduction des Kupferoxyduls durch reducirendes Schmelzen erfolgen. Oxydation und Reduction werden erforderlichen Falles so lange wiederholt, bis das Kupfer die Eigenschaften der Hammergaare zeigt. Das hammergaare Kupfer wird in Formen geschöpft. Nach dem Erstarren desselben bringt man die noch glühenden Barren, die sogen. „Hartstücke" unter einen Hammer, um die auf denselben entstandene spröde Kruste von Oxyden des Kupfers (Glühspahn oder Kupferhammerschlag genannt) zu entfernen. Man nennt diese Operation das Abpochen der Hartstücke.

In Schmöllnitz wurden 402 kg Gaarkupfer in nahezu 3 Stunden bei 1,28% Abgang und 59,34% Kohlenverbrauch hammergaar gemacht.

Im Unterharz wurden früher 250 kg Gaarkupfer in 2½ bis 3 Stunden bei 2 bis 3% Abgang und 60% Holzkohlenverbrauch hammergaar gemacht.

2. Die Reinigung des Kupfers durch vereinigtes Gaarmachen und Hammergaarmachen im Gaarheerde.

Dieser Prozess wird im kleinen Gaarheerde ausgeführt und verläuft in seinem ersten Theil wie das Gaarmachen des Rohkupfers in der oben beschriebenen Weise. Nach dem Eintritt der Gaare lässt man die Oxydationsluft noch so lange auf das Metallbad einwirken, bis das Kupfer in den Zustand der Uebergaare kommt. Dieser Zustand wird durch die Schöpfprobe angezeigt. Uebergaares Kupfer zeigt auf dem Bruche der Schöpfprobe eine würfelige oder stängelige Structur und eine dunkelrothe, in das Violette spielende Farbe. Durch diese weit getriebene Oxydation werden die fremden Bestandtheile entfernt. Das kupferoxydulhaltige Kupfer wird nun mit Kohlen bedeckt und gepolt, wodurch das Oxydul zu Kupfer reducirt wird. Ergiebt die Schöpfprobe die bereits dargelegten characteristischen Zeichen der Hammergaare, so wird das Kupfer ausge-

schöpft. Andernfalls wird das Gebläse wieder angelassen und bis zum Eintritt der Uebergaare oxydirt, worauf wieder das Polen unter einer Kohlendecke folgt. Mit Oxydation und Reduction wird so lange fortgefahren, bis das Kupfer hammergaar ist.

Bei diesem Prozess, welcher gegenwärtig kaum noch ausgeführt werden dürfte, erhält man ausser hammergaarem Kupfer Gaarschlacken und Glühspahn, welche Körper beim Erz-, Stein- oder Rohkupferschmelzen zugesetzt werden.

3. Das Raffiniren des Kupfers.

Das Raffiniren besteht in einem oxydirenden Schmelzen des Rohkupfers und in einer sich unmittelbar daran schliessenden Reduction des gebildeten Kupferoxyduls. Beide Operationen werden so oft wiederholt, bis man ein raffinirtes Kupfer von hinreichender Weichheit, Zähigheit und Dichte erhält.

Die Oefen, in welchen das Raffiniren des Kupfers ausgeführt wird, sind englische Flammöfen mit einem Heerde aus Quarz oder Sand, oder wie in Wallaroo (Süd-Australien) aus ausgehöhltem festem Sandstein, welche 1 bis 15 t Rohkupfer fassen. Die Oxydationsluft wird sowohl durch die Arbeitsöffnungen des Ofens als auch durch besondere Oeffnungen zu beiden Seiten der Feuerbrücke eingeführt und mit den Verbrennungsgasen durch eine mindestens 20 m hohe Esse abgesaugt. Auf manchen russischen Hüttenwerken wird die Oxydationsluft durch ein Gebläse eingeführt, welcher Fall bei sehr unreinen Rohkupfersorten angebracht ist. Das Einsetzen des Rohkupfers in den Ofen geschieht von der Hüttensohle aus und zwar gewöhnlich durch ein besonderes, an der Seite des Ofens befindliches Arbeitsthor. Nur ausnahmsweise bringt man sehr grosse Klumpen von natürlich vorkommendem Kupfer (Lake superior) durch das in diesem Falle theilweise abhebbare Gewölbe des Ofens auf den Heerd. Da, wo nicht Stücke eingesetzt werden, sondern pulverförmiges Material, wie z. B. die aus Kupferoxyd bestehenden Rückstände von der Ziervogelschen Silberextraction in Mansfeld (Gottesbelohnungshütte), wird dasselbe gleichfalls durch Oeffnungen im Gewölbe in den Ofen eingelassen. Die Entfernung des raffinirten Kupfers aus dem Ofen kann nicht durch Abstechen erfolgen, weil das Kupfer theilweise im Stiche erstarren und sich bei Verstopfungen des Stichcanals nur schwierig aus demselben entfernen lassen, auch nicht so gleichmässig ausfliessen würde, dass es in Formen von bestimmter Grösse eingelassen werden könnte. Es wird daher mit Löffeln aus dem Heerde ausgeschöpft und in Formen ausgegossen. Der Heerd vertieft sich allseitig nach der Ausschöpföffnung zu. Die letztere, welche gleichzeitig als Arbeitsöffnung dient, liegt in der Nähe des Fuchses, damit die kalte Luft, welche durch diese Oeffnung eintritt, direct in die Esse zieht und nicht oxydirend und abkühlend auf das Metallbad ein-

wirken kann. Die Feuerung kann sowohl Rostfeuerung als auch Gasfeuerung sein. Die letztere wird bei schlechtem Brennstoffe, welcher sich zur Rostfeuerung nicht eignet (Holzabfälle in Schweden) mit Vortheil angewendet. Am meisten geeignet als Brennstoff ist Holz, da dasselbe keine Schwefel enthaltenden Gase entwickelt, welche nachtheilig auf das Metallbad einwirken können. Da dasselbe indess nur noch selten in grösserer Menge zu erhalten ist, so wendet man meistens eine mit russfreier Flamme brennende Steinkohle an.

Die Heerdsohle wird bei kleinen Oefen auf einmal, sonst in mehreren, gewöhnlich zwei Lagen festgebrannt. Dem Quarz wird gewöhnlich eine gewisse Menge ($^1/_5$) feuerfesten Thons oder etwas Schlacke zugesetzt. Da der Quarzheerd grosse Mengen von Kupfer einsaugt, so wird er häufig vor der definitiven Inbetriebsetzung des Ofens nach Möglichkeit mit in denselben eingeschmolzenem Kupfer gesättigt.

Heerde aus basischem Material haben beim Raffiniren des Kupfers nicht die oben dargelegten Vortheile, welche sie beim Schwarzkupferschmelzen besitzen. Der Grund ist der, dass das zu raffinirende Kupfer schon ziemlich rein ist und dass Antimon und Arsen bei Anwendung eines basischen Heerdfutters nicht schneller entfernt werden als bei Anwendung eines Quarzfutters.

Die Grösse der Oefen darf eine bestimmte Grenze nicht überschreiten, weil es zu schwierig ist, grössere Mengen von raffinirtem Kupfer während des Ausschöpfens des letzteren, welches stets längere Zeit erfordert, in der nämlichen Beschaffenheit zu erhalten.

Die kleinsten Einsätze erhalten wohl die mit Gebläsewind arbeitenden sibirischen Raffiniröfen, nämlich 1 bis 2 t Rohkupfer. Die Einsätze der Oefen von mittlerer Grösse betragen 3 bis 7 t, der grösseren Oefen 8 bis 10 und der grössten Oefen 12 bis 15 t. Oefen mit 10 t Einsatz sind zu Wallaroo in Süd-Australien, mit 15 t Einsatz auf den Orford-Werken bei New-York im Betriebe.

Die Einrichtung der Kupferraffiniröfen ist nachstehend durch drei Beispiele (Mansfeld, Lake superior, Pittsburgh) erläutert.

In Fig. 119 und 120 ist der Mansfelder Ofen dargestellt. In denselben setzt man nicht Rohkupfer, sondern die aus Kupferoxyd neben etwas Eisenoxyd bestehenden pulverförmigen Rückstände von der Ziervogel'schen Silberextraction, gemengt mit der erforderlichen Menge von Reductionskohle ein (Einsatz 5 bis $7^1/_2$ t). Dieselben werden im ersten Theile des Prozesses zu Kupfer reducirt, welches sofort raffinirt wird.

v ist die Arbeitskammer, a eine Oeffnung im Gewölbe zum Einführen des Gemenges von Kupferoxyd und Kohle; f ist der aus Quarz hergestellte Heerd (dem Quarz ist etwas Schlacke zugesetzt); r ist der Rost (Klinkerrostfeuerung), d die Schüröffnung, f der Fuchscanal, c ein Thor zum eventuellen Einbringen grösserer Stücke in den Ofen, b die Arbeitsöffnung, durch welche auch das raffinirte Kupfer ausgeschöpft wird;

e e sind 2 Canäle zur Einführung der Oxydationsluft in den Ofe Zufuhr derselben wird durch in die Oeffnungen eingesetzte geregelt.

In Fig. 121 und 122 ist ein Raffinirofen, wie er für d arbeitung des gediegenen Kupfers vom Lake superior auf de Superior Refining works in Anwendung steht, dargestellt. Wie m

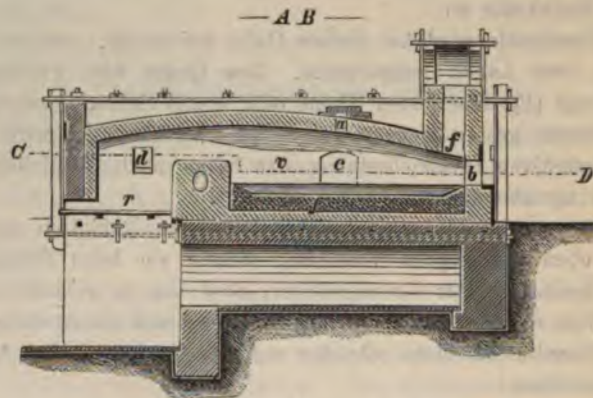


Fig. 119.

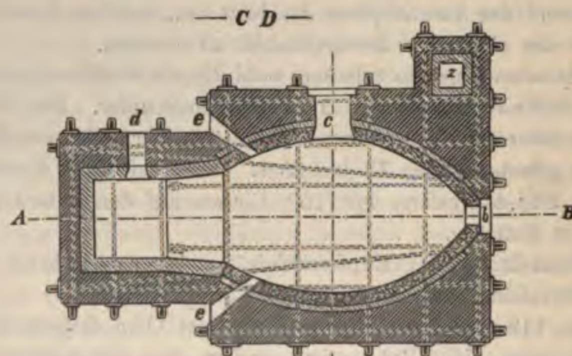
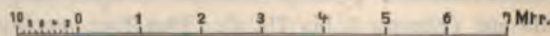


Fig. 120.



der Figur 121 ersieht, behält das Gewölbe nahe bis zum Fuchs die Entfernung vom Heerde und neigt sich dann plötzlich zu dem le hin. Hierdurch ist es ermöglicht, grosse Stücke von Kupfer, welch das Einsatzthor f eingebracht werden, bequem im Ofen aufzustelle grössten Stücke werden durch das Gewölbe vermittelst eines Krahn vorgängiger Entfernung des Gewölbetheils l) eingeführt. Der Eins

trägt 5 bis 10 t. (In der neuesten Zeit ist er noch vergrössert worden.) Der 4,3 m lange Heerd besteht aus einer 20 cm starken Lage von eisenschüssigem Sand s und aus einer Lage von Quarzsand z, welche vor Inbetriebsetzung des Ofens mit Kupfer gesättigt wird. Die Breite des Heerdes beträgt in der Mitte 3 m, an der Schöpföffnung 0,4 m. Die ganze Dicke des Heerdes beträgt an der Feuerbrücke 1 m. g ist der Sumpf, i der Fuchs, k die Esse. e ist die Schüröffnung, w der Rost. Die Oxydationsluft tritt durch Canäle im Mauerwerk des Ofens, welche durch Ventile verschlossen werden können, bei b und c in den Ofen.

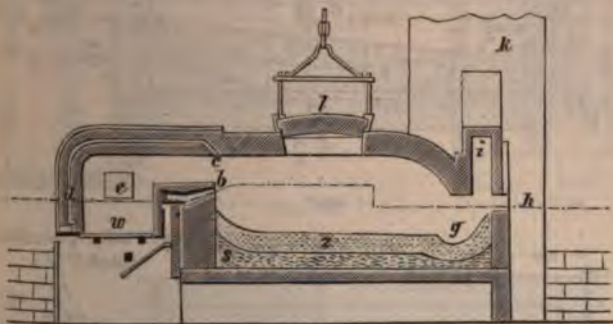


Fig. 121.

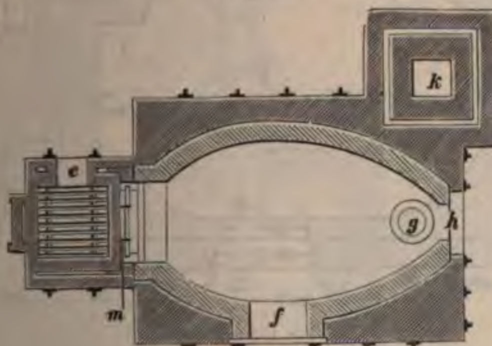


Fig. 122.

In Fig. 123, 124 und 125 ist ein Kupferraffinirofen von Pittsburgh (Pennsylvania) dargestellt. a ist der Rost, b die Schüröffnung, m die Feuerbrücke, c der Heerd, d das Einsatzthor, e die Arbeits- und Schöpföffnung, f der Fuchs.

Ein Ofen mit Gasfeuerung ist zu Stadtberge in Westfalen im Betrieb, ein Ofen mit Siemens'scher Regenerativ-Gasfeuerung zu Atvidaberg in Schweden. Der Ofen der letzteren Art unterscheidet sich nur wenig von dem (Allgem. Hüttenkunde S. 241 und 452) Stahlschmelzofen mit Siemensfeuerung. Nur wird das Kupfer nicht abgestochen, sondern ausgeschöpft. ...r Ofen, welcher in Peters, Modern American Methods of Copper

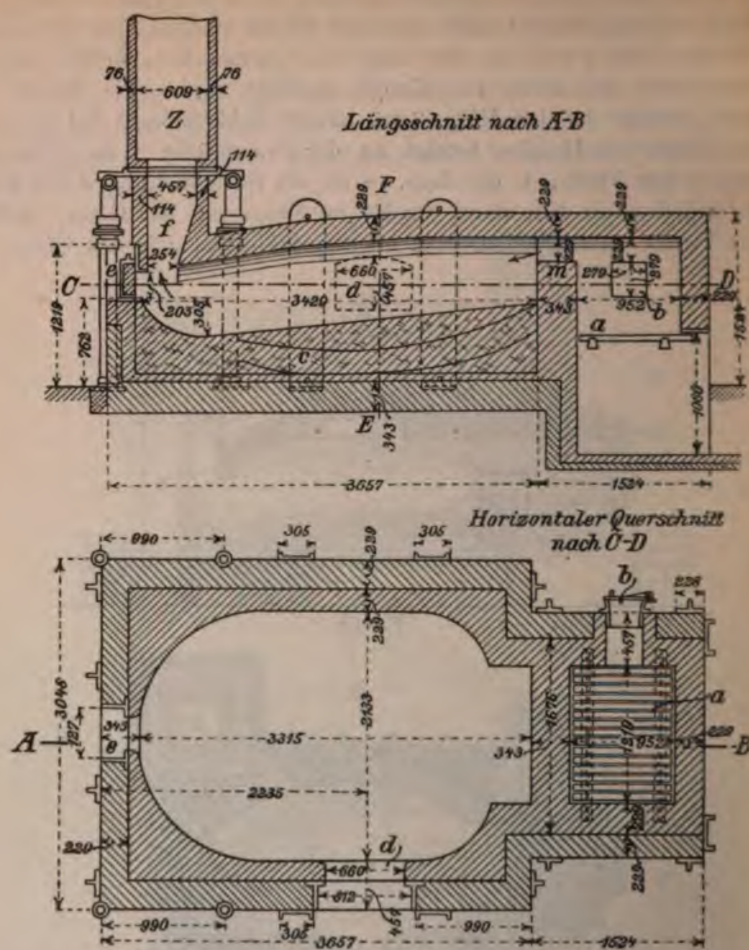


Fig. 123 und 124.

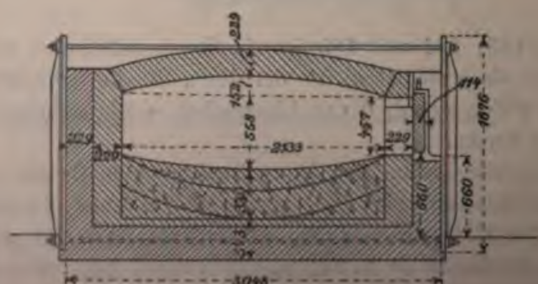


Fig. 125.

Smelting. New-York 1892, abgebildet ist, fasst nur 2½ t Rohkupfer. Das Gas wird aus Holzabfällen erzeugt. Die allgemeine Einrichtung des

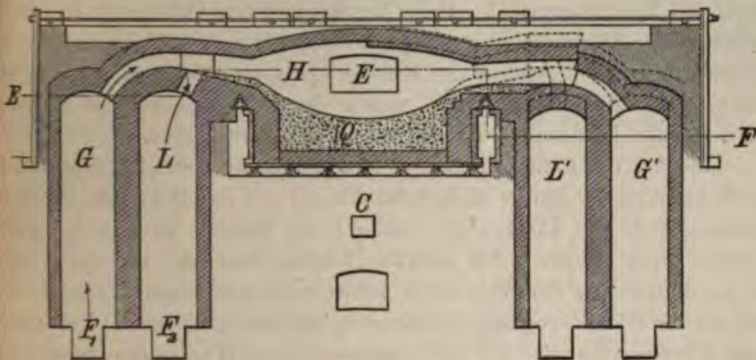


Fig. 126.

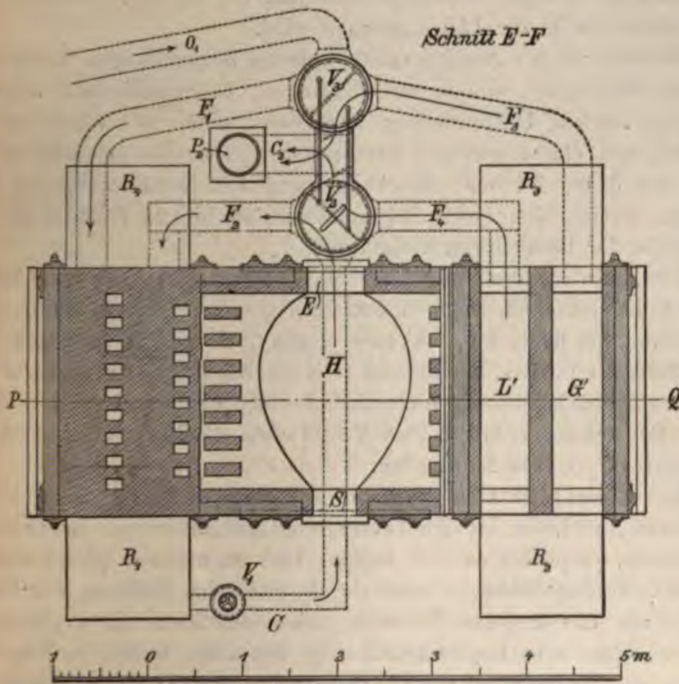


Fig. 127.

fens ergiebt sich aus den Figuren 126 und 127. GG' sind die mit ierfesten Steinen ausgesetzten Wärmespeicher, durch welche das Gas wechselnd in den Ofen tritt, LL' die Wärmespeicher, durch welche die

Verbrennungsluft abwechselnd in den Ofen tritt. V^3 ist die Umschaltu vorrichtung für den Gasstrom, V^2 für die Luft. H ist der Arbeitsra Q der Quarzheerd, E das Einsatzthor, S das Arbeits- und Schöpft Die Oxydationsluft wird theils durch die Vorrichtung zum Einström lassen der Verbrennungsluft, theils durch besondere Oeffnungen im Ofen geführt. Im Allgemeinen ist beim Kupferraffiniren die Rostfeuerung Gasfeuerung und besonders der Regenerativgasfeuerung wegen leichten V setzens der Regeneratoren und wegen der Schwierigkeit der Einführ hinreichender Luftmengen für die Oxydation vorzuziehen.

Die Art des Raffinirens hängt nun lediglich von der Zusammensetzu des Rohkupfers ab und wird hauptsächlich durch den Schwefel-, Arsen- u Antimongehalt des Rohkupfers bedingt. So handelt es sich bei Kup welches diese Körper nicht enthält (Kupfer vom lake superior) ledigl um die Entfernung der Gangarten, geringer Mengen fremder Metalle (Eis und um die Herstellung dichter Güsse in besonderen Formen. Bei schwe freien Kupfersorten wird der Raffinirprozess durch Wegfall des sogen. Brat und Dichtpolens erheblich abgekürzt, während er bei schwefelreichen u durch grössere Mengen fremder Metalle (Ni, Co, Bi, As, Sb) verunreinigt Rohkupfern sehr in die Länge gezogen wird.

Nehmen wir als Ausgangspunkt unserer Betrachtungen für das Ra niren ein Rohkupfer, wie es auf deutschen, österreichischen, englisch und schwedischen Hüttenwerken hergestellt wird, mit einem gewiss Schwefel- und einem geringen Arsengehalte. Dasselbe erfordert bei E sätzen von 5 bis 7 t und bei Anwendung von Rostfeuerung und lan flammigen Steinkohlen einen Zeitraum von 18 bis 24 Stunden (je na dem Grade der Reinheit) zum Raffiniren.

Das Einsetzen des Rohkupfers hat so zu geschehen, dass die Flamm zwischen den einzelnen Stücken desselben gut durchschlagen kann. Da selbe nimmt bei 5 bis 8 t Rohkupfer gegen 1 Stunde in Anspruch. M unterscheidet nun bei hinreichend reinem Kupfer unter normalen Ve hältnissen die nachstehenden hintereinander folgenden Stadien des Prozess 1. Das Einschmelzen. 2. Das Verblasen. 3. Das Braten. 4. D Dichtpolen. 5. Das Zähpolen.

Das Einschmelzen geschieht bei reineren Kupfersorten bei g schlossenen, mit Lehm lutirten Thüren ohne Luftzuführung. Bei unreine Kupfersorten empfiehlt es sich indess, Luft zuzuführen (durch Oeffnu der Luftzuführungsöffnungen oder durch theilweise Oeffnung der Arbeit thüren), um die fremden Elemente schon theilweise zu oxydiren. bildet sich dann eine kupferoxydulhaltige Schlacke, welche in Folge ihr Gehaltes an Kupferoxydul auch ihrerseits oxydirend auf die fremden El mente einwirkt. Das Einschmelzen nimmt (bei 6 bis 8 t) 6 bis 7 Stund in Anspruch.

Ist das Rohkupfer eingeschmolzen, so öffnet man die Luftzuführung öffnungen oder lässt beim Vorhandensein eines Gebläses das letztere

ligkeit treten. Es beginnt nun die Periode des „Verblasens“. Zink, n, Arsen und Antimon werden theilweise verflüchtigt, theilweise oxydirt. r Schwefel wird in entweichende Schweflige Säure verwandelt. Eisen, kel, ein Theil Zink sowie ein Theil Kupfer werden oxydirt und verlackt. Die zur Schlackenbildung erforderliche Kieselsäure wird aus n Heerdfutter entnommen. Die Schlacke nimmt auch alle sonstigen, an Oberfläche des Metallbades tretenden Körper auf. Ausser dem Sauerf der Luft wirkt das Kupferoxydul als Oxydationsmittel, indem es in s Metallbad untersinkt und im Innern desselben seinen Sauerstoff an fremden Elemente abgiebt. Die Schlacke wird wiederholt von dem allbade entfernt, um die oxydirende Wirkung der Luft nicht zu verdern.

Nach Ablauf von 2 bis $2^{1}/_{2}$ Stunden (bei 6 bis 8 t) bilden sich nur h sehr geringe Mengen von Schlacken, dagegen macht sich ein Aufgen von Blasen aus dem Metallbade bemerkbar. Hiermit tritt die sogen. atperiode“ ein. Es wirkt nämlich jetzt das Kupferoxydul heftig das noch unzersetzte Schwefelkupfer ein, indem Kupfer und Schweflige re gebildet werden. Die letztere entweicht in Blasen und ruft zuerst vielen Fällen ein Sprühen des Kupfers, dann aber bei allen Kupfersorten lebhaftes Aufwallen des Metallbades, welches sich bis zum Kochen selben steigert, hervor. Wegen der Aehnlichkeit dieser Erscheinung mit Brodeln des Fettes beim Braten nennt man sie „Braten“. Das beim nmachen des Kupfers erwähnte „Sprühen“ tritt nicht bei allen Kupferten ein. Man beobachtet dasselbe gewöhnlich bei den reineren, noch stark wefelhaltigen Rohkupfersorten, besonders wenn nach der Entfernung der lacke vom Metallbade die Temperatur erniedrigt wird. Die während des tens aus dem Metallbade mit einem eisernen Löffel genommenen Schöpfben zeigen zuerst eine schaumige Kupfermasse. Mit dem Fortschreiten Processes und dem Nachlassen der Blasenbildung werden die Proben ter. Beim Erkalten entstehen auf der Oberfläche derselben kraterartige ebungen, durch welche die Schweflige Säure durchbricht. Bei weiterem hlassen der Blasenbildung verschwinden diese Erhebungen. Die weflige Säure kann nicht mehr durch die Decke der erstarrenden ben durchdringen, sondern ruft nur noch ein Steigen der Oberfläche Proben hervor. Ist das Kochen vorüber, so hält das Kupfer noch er gewisse Mengen von Schwefliger Säure zurück (welche es erst Polen abgiebt). Eine jetzt genommene Probe ergiebt noch ein gen der Oberfläche derselben und beim Zerbrechen im Schraubstock eine ge kleiner Blasenräume auf den Bruchflächen. Das Kupfer befindet am Ende der Bratperiode, welche 3 bis 4 Stunden dauert, im Zue der Rohgaare. Ausser Schwefliger Säure enthält es dann noch ere Mengen von Kupferoxydul.

Zur Austreibung der Schwefligen Säure wird es nun dem sogen. Dichten unterworfen. Zu diesem Zwecke führt man eine ausserhalb des Ofens

festgehaltene Stange von frischem Holz so in das Metallbad, dass das dic
Ende derselben im Kupfer steckt und bis auf die Heerdsohle reicht. De
der heissen flüssigen Masse befindliche Theil des Holzes unterliegt dase
einer trockenen Destillation. Es entwickeln sich aus demselben Was
dampf, Kohlenwasserstoffe, Wasserstoff und Kohlenoxyd mit grosser He
keit und versetzen das Metallbad in eine aufwallende und aufsprude
Bewegung. Hierdurch wird die absorbirte Schweflige Säure aus d
Kupfer ausgetrieben, ähnlich wie die Kohlensäure aus einem Glase B
durch Schütteln desselben entfernt wird. Durch die Berührung des Kup
oxyduls mit den reducirenden Gasen, welche aus dem Holze aufsteig
wird ein Theil des Kupferoxyduls zu Kupfer reducirt, während andererse
durch die Berührung der umhergeschleuderten Massen mit der Luft au
eine Oxydation stattfindet. Die Entfernung der Schwefligen Säure ergie
sich aus der ebenen Oberfläche der genommenen Löffelprobe. Man schrei
in diesem Falle, welcher nach 2 bis 3 Stunden eintritt, entweder zur R
duction des Kupferoxyduls oder man lässt, falls das Kupfer noch frem
Bestandtheile enthält, die Luft noch eine Zeit lang oxydirend auf d
Metallbad einwirken. Die Löffelprobe, welche mit der convexen Fläc
nach oben in einen Schraubstock eingespannt wird, zeigt auf dem Bruc
eine ziegelrothe Farbe und erst eine stängelige, dann mit zunehmend
Oxydation des Kupfers eine würfelige Structur. Bei weiter gehender Ox
dation erhält die ziegelrothe Farbe einen starken Stich in das Violett
Der Grad, bis zu welchem man das Metallbad oxydirt, hängt von d
Reinheit des Kupfers ab.

Die Reduction des Kupferoxyduls findet gewöhnlich unter einer Dec
von Holzkohle oder Anthracit durch Polen, das sogen. Zähpolen, sta
Man führt in das in der gedachten Weise bedeckte Metallbad wieder ei
Stange frischen Holzes in der nämlichen Weise wie beim Dichtpolen ei
Durch die reducirenden Gase, welche bei der trockenen Destillation d
Holzes entstehen sowohl als durch die Berührung des Kupfers mit der Koh
welche durch das Aufwallen des Metallbades befördert wird, tritt eine R
duction des Kupferoxyduls zu Kupfer ein. Dass auch die Polgase alle
reducirend wirken, hat der Verfasser vielfach erfahren, indem währe
seines Aufenthaltes im Kaukasus das Zähpolen lange Zeit hindurch oh
Kohlendecke erfolgte.

In dem Maasse, wie die Reduction des Kupferoxyduls fortschreit
wird das Kupfer weicher und zäher. Zur Beurtheilung der Veränderu
des Metallbades müssen während des Zähpolens häufig Proben genomm
werden. Dieselben werden mit einem kleinen Löffel von Eisenblech a
dem Metallbade herausgeschöpft, in Wasser abgekühlt, in einen Schrau
stock gespannt und zerbrochen.

Die würfelförmige Structur des Bruches geht mit zunehmender R
duction des Kupferoxyduls zuerst in eine grobstängelige, dann in ei
feinstängelige, dann in eine grobfaserige und schliesslich in eine feinfaseri

über. Mit diesen Aenderungen der Structur geht die Farbe der Proben auf dem Bruche aus dem Violetten in das Ziegelrothe, dann in das Gelbrothe und schliesslich in ein schönes Rosa über. Der Glanz, welcher anfangs fehlt, erscheint mit zunehmender Dichtigkeit und geht schliesslich in einen lebhaften Seidenglanz über. Gleichzeitig wird das Kupfer dicht und so weich, dass es sich nur mit vieler Mühe im Schraubstocke zerbrechen lässt. In der letzten Periode des Prozesses macht man auch Proben auf die Festigkeit des Kupfers, indem man eine Probe zu einem quadratischen Stabe ausschmiedet und denselben spiralförmig dreht. Derselbe darf hierbei keine Kantenrisse erhalten. Eine andere Probe wird zu dünnem Blech ausgeschmiedet, welches erst bei wiederholtem Umbiegen zerbrechen darf. Fehlen dem Kupfer diese Eigenschaften nach dem ersten Zähpolen, so enthält es noch Verunreinigungen. Lassen sich dieselben durch eine weitere Oxydation entfernen, z. B. Nickel, (schwieriger Antimon, Arsen, Wismuth, Tellur), so wird wieder oxydirt und dann zum zweiten Male dicht gepolt. Ueberhaupt wechselt man in diesem Falle mit Oxydation und Reduction so lange ab, bis das Kupfer die erforderlichen Eigenschaften, grosse Weichheit und Zähigkeit, hakig-körnigen Bruch, rosarothe Farbe und Atlasglanz zeigt.

Arsen und Antimon sind durch die Oxydation allein nicht vollständig zu entfernen. Zur möglichsten Entfernung dieser Körper setzt man dem Metallbade Blei oder auch wohl im Anfange des Prozesses reinen Kupferstein (white metal) zu. Durch diese Mittel wird indess eine vollständige Entfernung des Arsens ebenfalls nicht erreicht. Es ist daher am besten, das Arsen durch die der Herstellung des Rohkupfers vorausgehenden Röst- und Schmelzprozesse zu entfernen.

Das Zähpolen dauert gewöhnlich 1 Stunde; bei Wiederholung des Oxydirens und des Zähpolens können auch einige Stunden erforderlich werden.

Viele Kupfersorten haben, wie bereits oben bei den physikalischen Eigenschaften des Kupfers dargelegt ist, die Eigenschaft, gewisse, beim Polen entwickelte Gase (Wasserstoff und Kohlenoxyd) zu absorbiren und dadurch porös zu werden. Kohlenwasserstoffe werden nach den Untersuchungen von Hampe[1]) vom Kupfer nicht aufgenommen, wohl aber dissociiren sich dieselben zum Theil bei der Schmelzhitze des Kupfers. Der Kohlenstoff wird hierbei ausgeschieden, während der Wasserstoff vom Kupfer absorbirt wird. Methan verhält sich in dieser Hinsicht ebenso wie Aethan. Auch Schweflige Säure kann die Ursache der Porosität des Kupfers sein. Die letztere entsteht in Folge der Einwirkung von Kupferoxydul, welches letztere durch Oxydation von Kupfer beim Giessen gebildet worden ist, auf unzersetzt gebliebenes Schwefelkupfer. Poröses Kupfer eignet sich

[1]) Zeitschrift für Berg-, Hütten- und Salinenwesen im Preuss. Staate 1873. 21. 275. Chemiker-Zeitung 1893. 17. No. 92.

nicht zum Walzen und Hämmern, wohl aber lässt es sich zur Messingfabrication verwenden. Aus dem zum Walzen bestimmten Kupfer müssen die gedachten Gase daher vor dem Giessen oder während desselben entfernt werden. Das am häufigsten angewandte Mittel ist ein kleiner Zusatz von Blei vor dem Giessen. Wahrscheinlich verdrängt das Blei, welches sich gleichmässig im Metallbade vertheilt, die gedachten Gase dadurch, dass es selbst grösstentheils verdampft. Nach anderer Ansicht soll es sich oxydiren und mit dem Kupferoxydul verbinden, so dass etwa vorhandenes Schwefelkupfer durch das letztere nicht zerlegt werden kann. Geringe Mengen von Blei, welche im Kupfer zurückbleiben, schaden, wie oben dargelegt ist, der Walzfähigkeit des Kupfers nicht. Kupfer dagegen, welches zur Messingfabrication verwendet werden soll, — sogen. Guss-Raffinad — darf kein Blei enthalten, wohl aber schadet ihm, wie schon gesagt, die Porosität nicht.

Ebenso wie Blei haben auch Wasserdampf und Kohlensäure die Eigenschaft, die absorbirten Gase aus dem Kupfer auszutreiben. Hesse leitet Kohlensäure in die geschlossenen Giessformen, welche die absorbirten Gase austreibt. Nach Stahl (Inaugural-Dissertation Tübingen 1886) nimmt Kupfer, welches geringe Mengen Arsen enthält, keine Polgase auf. Da Arsen bis 0,4 % im Kupfer enthalten sein kann, ohne einen nachtheiligen Einfluss auf die Eigenschaften desselben auszuüben, so bildet nach Stahl auch Arsen ein Mittel zur Verhütung des Undichtwerdens des Kupfers.

Das Poröswerden des Kupfers wird auch dadurch vermieden, dass man die Reduction des Kupferoxyduls nicht durch Polen, sondern durch Körper bewirkt, welche keinerlei Gase bei der Reduction entwickeln. Hierhin gehören Phosphor, Phosphorkupfer und Mangankupfer. Der Phosphor wirkt so, dass er Kupferoxydul unter Bildung von Phosphorsäure zu Kupfer reducirt, welche sich mit einem anderen Theile Kupferoxydul zu einem Kupfer-Phosphate verbindet. Dasselbe tritt auf die Oberfläche des Metallbades und kann hier durch aufgestreute Kohle wieder zu Phosphorkupfer reducirt werden. Anstatt des freien Phosphors wendet man besser Phosphorkupfer an. Bei Anwendung von Mangankupfer ist Mangan das reducirende Agens für das Kupferoxydul.

Sobald das Kupfer die erforderlichen Eigenschaften erreicht hat, muss ohne Verzug zum Ausschöpfen desselben geschritten werden. Durch zu lange fortgesetztes Polen verlieren manche Kupfersorten ihre guten Eigenschaften wieder, während andere Kupfersorten porös werden. Manche Kupfersorten bleiben indess, wie sich der Verfasser durch lange Erfahrung überzeugt hat, unverändert. Sie verlieren weder ihre guten Eigenschaften, noch werden sie porös. Man nennt das Kupfer, welches seine guten Eigenschaften durch zu lange fortgesetztes Polen verloren hat, „überpoltes Kupfer".

Den Verlust der guten Eigenschaften des Kupfers durch zu lange fortgesetztes Polen schrieb man nach der Annahme von Karsten bis zum

ahre 1874 der Aufnahme von Kohlenstoff durch das flüssige Metall zu. urch Hampe wurde indess der Nachweis erbracht, dass das Kupfer überupt keinen Kohlenstoff aufnimmt. Durch die bereits oben (S. 5) anführten Untersuchungen desselben wurde dargelegt, dass durch zu langes len solche Kupfersorten ihrer guten Eigenschaften beraubt werden, lche gewisse Salze und Oxyde aufgelöst enthalten. Diese Körper beeinichtigen als solche die Eigenschaften des Kupfers nicht; wohl aber tt eine nachtheilige Wirkung auf die Eigenschaften des Kupfers ein, nn sie durch die Berührung mit den Polgasen zu Metallen reducirt rden. Derartige Salze sind nach Hampe, wie bereits oben angeführt, sonders Wismuthsalze (antimonsaures und wahrscheinlich auch arsenures Wismuth), ferner (in geringerem Maasse nach der Reduction nacheilig wirkend) arsensaures und wahrscheinlich auch antimonsaures Blei wie antimonsaures Kupfer. Von Oxyden ist besonders das Wismuthyd zu nennen; in geringerem Maasse wirkt das Kupferoxydul-Bleioxyd Cu_2O, PbO) nach der Reduction nachtheilig auf die Eigenschaften des pfers ein (siehe oben Seite 3).

Wie oben erwähnt, giebt es indess auch Salze, welche als solche chtheiliger auf die Eigenschaften des Kupfers wirken, als die aus ihnen lucirten Metalle. Es sind dies nach Hampe arsensaures Kupfer und der non erwähnte Kupferglimmer, ein Kupfer-Nickel-Antimoniat ($6\,Cu_2O$, $_2O_5 + 8\,NiO, Sb_2O_5$).

Ueberpoltes Kupfer, welches die oben erwähnten schädlichen Bestandile enthält, muss von Neuem oxydirt und dann zu dem richtigen Grade rückgepolt werden.

Kupfer, welches durch zu langes Polen porös geworden ist (nach hl solches Kupfer, welches frei von Arsen und Blei ist), muss in der en angegebenen Weise behandelt werden.

Das Ausschöpfen des Kupfers geschieht mit Kellen aus Schmiedeen, welche mit Kalk oder Lehm überzogen sind. Die Formen, in lche das Kupfer gegossen wird, bestehen aus Gusseisen oder aus Kupfer.

Die gusseisernen Formen stellen Rahmen dar, welche auf einer gussernen Platte stehen und von derselben abgehoben werden können. Das diese Formen gegossene Kupfer wird aus noch nicht hinreichend erklärten ünden an den Berührungsflächen mit dem Boden undicht. Man nimmt ohl an, dass die Bodenplatte sich mit einer dünnen Oxydschicht übereht, welche letztere durch ihre Einwirkung auf noch im Kupfer in ringen Mengen vorhandenes Schwefelkupfer eine Entwicklung von Schweger Säure und dadurch das Undichtwerden des Kupfers am Boden herrruft. Man giesst desshalb zuerst eine dünne Schicht Kupfer auf den oden der Form und lässt dieselbe bis unter Rothglut erkalten. Dann esst man das übrige Kupfer bis zu einer Schicht von der gewünschten icke über die so gebildete kupferne Bodenplatte. Die poröse Bodenatte wird beim Raffiniren wieder zugesetzt.

Bei Anwendung kupferner Formen fällt das Undichtwerden des Kupf an den Berührungsflächen mit den Formwänden fort. Man wendet dieselb grundsätzlich beim Giessen kleinerer Blöcke an. — Diese Formen si über einem Gefässe mit Wasser angebracht und so um eine parallel d kurzen Seite angebrachte Axe drehbar, dass das in ihnen enthaltene, b zu einem gewissen Grade erkaltete Kupfer in das Wasser entleert werd kann.



Fig. 128.



Fig. 129.

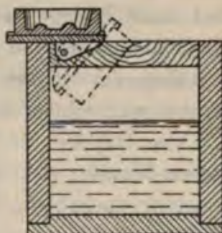


Fig. 130.



Fig. 131.

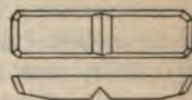


Fig. 132.

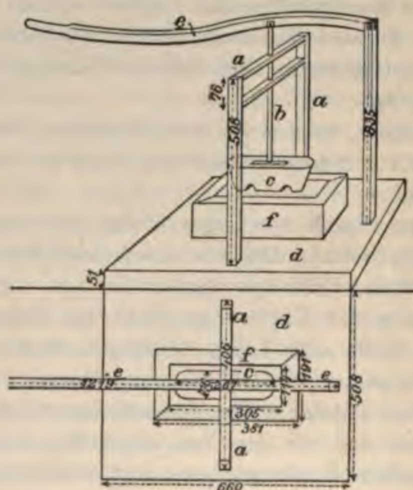


Fig. 133.

Um die Kupferblöcke leicht zertheilen zu können, erhalten sie Ei kerbungen, zu deren Erzeugung die Formen mit Querrippen verseh werden. Die Figuren 128 bis 130 ergeben die Einrichtung der Forme die Figuren 131 und 132 die Gestalt der Kupferblöcke. (Fig. 132 ist e englischer Kupferblock). Die Formen werden mit Hülfe besonderer Presse Fig. 133, hergestellt. Das flüssige Kupfer wird in den Eisenkasten f g gossen. Ehe dasselbe erstarrt, wird der Stempel c in dasselbe eingepres wodurch eine Kupferform von der gewünschten Gestalt erhalten wird.

Während des Ausschöpfens des Kupfers müssen von Zeit zu Zeit Proben genommen werden. Ergeben dieselben eine Oxydation des Kupfers, so muss das Metallbad durch Polen auf den normalen Stand zurückgebracht werden.

Das Ausschöpfen nimmt je nach der Grösse des Einsatzes eine bis mehrere Stunden in Anspruch.

Der Brennstoffverbrauch hängt von der Reinheit des Kupfers, der Grösse des Einsatzes und der Qualität der Kohle ab. Derselbe schwankt zwischen 33 und 65 % vom Gewichte des Rohkupfers. Bei grossen Einsätzen von 12 t nimmt man denselben in den Vereinigten Staaten zu 30–33 % vom Gewichte des ausgebrachten Kupfers an (bei 94 bis 95 % Kupfergehalt des Rohkupfers).

Ein Raffinirofen kann 3 Wochen bis mehrere Monate lang (im Kaukasus 4 Monate) im Betriebe sein, ehe eine Erneuerung des Heerdfutters erforderlich wird. In Süd-Australien (Wallaroo), wo der Heerd in festem Sandstein ausgehöhlt und mit Thon ausgebessert wird, hält derselbe eine Reihe von Jahren.

Die Producte des Raffinirprozesses sind raffinirtes Kupfer oder Raffinad (Guss-Raffinad oder Walz-Raffinad genannt, je nachdem es zur Herstellung von Messing dienen oder gewalzt werden soll) und Schlacken, welche Raffinirkrätze oder Raffinirschlacken genannt werden.

Das zur Messingfabrication zu verwendende Raffinad darf wohl undicht, aber nicht bleihaltig sein, während das zum Walzen und Hämmern bestimmte Kupfer nicht undicht sein darf, wohl aber eine geringe Menge Blei verträgt.

Das zur Leitung des elektrischen Stromes benutzte Kupfer darf nur Spuren von Verunreinigungen enthalten, weil dieselben die Leitungsfähigkeit desselben vermindern. Am besten eignet sich hierzu das Kupfer vom Lake superior (sogen. Lake-Kupfer) sowie das mit Hülfe der Elektrolyse hergestellte Kupfer, welches weiter unten betrachtet wird.

Die in verschiedenen Arten von raffinirtem Kupfer enthaltenen fremden Bestandtheile ergeben sich aus den nachstehenden Analysen:

	Chile	Spanien
Fe	0,08—1,64	0,35
Ni, Co	—	—
Ag	—	—
As	Spur—0,5	0,25—3,31
Sb	Spur—0,5	Spur—0,70
Bi	Spur	Spur—0,04

	Australien (Burra-Burra)	Lake superior	Kaukasus (Kedabeg)
Fe	—	0,0077	0,0080
Pb	—	—	—
Ni, Co	—	0,0146	—
Ag	—	0,0289	0,1613
As	0,02	—	0,0151
Sb	—	Spur	0,0087
Bi	—	—	—

	best selected copper	best selected copper	Ural (Nischni-Tagilsk
Fe	0,10—0,15	0,1	0,0034
Pb	—	—	—
Ni	—	—	—
Sn	—	—	0,0036
Ag	—	—	0,0032
As	—	—	0,0002
Sb	—	0,01	0,0042
Bi	—	—	—

Die Zusammensetzung des Mansfelder raffinirten Kupfers ergeben die nachstehenden Analysen. I und II beziehen sich auf Guss-Raffinad für die Messingfabrication, III und IV auf Walz-Raffinad.

	I.	II.	III.	IV.
Cu	99,442	99,512	99,340	99,198
Ag	0,026	0,028	0,023	0,014
Pb	0,006	0,042	0,204	0,206
Ni, Co	0,317	0,279	0,298	0,467
As	0,025	nicht best.	0,030	0,061
Fe	0,024	0,037	Spur	Spur
S	—	—	nicht bestimmt	

Die Raffinirschlacke ist je nach der Reinheit des Rohkupfers und je nach dem Stadium des Raffinirprozesses, in welchem sie gefallen ist, sehr verschieden in ihrer Zusammensetzung. Sie stellt ein Gemenge von Silicaten und metallischem Kupfer dar.

Beispielsweise hatte eine in Wales gefallene Raffinirschlacke die nachstehende Zusammensetzung:

Kieselsäure	47,4
Kupferoxydul	36,2
Eisenoxydul	3,1
Nickeloxydul	0,4

Zinnoxyd	0,2
Thonerde	2,0
Kalkerde	1,0
Magnesia	0,2
Metallisches Kupfer	9,0

Dieselbe wird zur Ausgewinnung ihres Kupfergehaltes bei den Erz- oder Steinarbeiten zugesetzt oder, wenn sie gewinnbare Mengen von Nickel enthält, für sich auf nickelhaltiges Kupfer verarbeitet.

Nachstehend folgen einige Beispiele des Kupferraffinirens.

Zu Kedabeg im Kaukasus wurden zur Zeit der Anwesenheit des Verfassers daselbst in kleinen, mit Gebläse versehenen Raffiniröfen (sogen. sibirischen Oefen) 80 bis 90 Pud Rohkupfer bei Holzfeuerung in 8 Stunden raffinirt. In 24 Stunden wurden 3 Einsätze verarbeitet. Von den 8 Stunden zur Verarbeitung eines Einsatzes kamen $1/2$ Stunde auf die Reparaturen des Ofens und auf das Einsetzen des Rohkupfers, $2\,1/2$ Stunden auf das Einschmelzen, $3\,1/2$ Stunden auf das Verblasen und Braten und $1\,1/2$ Stunden auf das Polen. Der Brennmaterialverbrauch in 24 Stunden betrug $1\,1/4$ Cubikfaden Holz. Aus 100 Pud Rohkupfer erhielt man 82 Pud Raffinad und 25 Pud Gaarkrätze von 30 bis 50% Kupfergehalt. Die Zusammensetzung des Kupfers ergiebt sich aus den nachstehenden Analysen:

	1.	2.
Cu	99,6900	99,6700
Au	0,0067	0,0066
Ag	0,0877	0,0958
Pb	0,0110	0,0092
Fe	0,0350	0,0273
Zn	0,0731	0,1043
Ni	0,0057	0,0083

Das für die Asiaten bestimmte Kupfer musste nach dem Willen derselben äusserlich eine schöne rosarothe Farbe zeigen. Zur Erzeugung derselben wurde dem Wasser, in welches das Kupfer nach dem Erstarren in dem Formen gestürzt wurde, Fichtentheer zugesetzt. Die Schmelz-Campagnen eines Raffinirofens dauerten 4 bis 5 Monate.

Die aus gediegenem Kupfer und geringen Mengen von Rothkupfererz bestehenden Erze des Lake superior werden in Raffiniröfen geschmolzen und unmittelbar darauf raffinirt. Sie werden am Lake superior, in Detroit, in Hancock und in Pittsburgh verarbeitet. (Egleston, Engin. and Min. Journ. 33 pag. 167, 183, 196 und 209). Die Erze enthalten im Durchschnitt 70—80% Kupfer. Man unterscheidet: grosse Stücke von gediegenem Kupfer mit 96 bis 97% Kupfer, sandige Erze von der Aufbereitung mit 80 bis 85% Kupfer und Schlämme mit 30 bis 40% Kupfer. Die Raffiniröfen sind bereits oben beschrieben worden. Der Einsatz beträgt 5—12 t.

Zuerst werden die grössten Stücke eingesetzt, worauf die Stücke von geringerer Korngrösse und schliesslich die feinsten Erze folgen. Man beschickt die Erze mit etwas Schlacke von 25 bis 30 % Kupfergehalt und 6 bis 8 % Kalkstein. Da die Erze frei von Schwefel und sonstigen schädlichen Bestandtheilen sind, so nimmt das eigentliche Raffiniren nur verhältnissmässig kurze Zeit in Anspruch und besteht im Verblasen und einem darauf folgenden Polen. Das Einschmelzen der Erze dauert 12 Stunden, worauf 4 bis 5 Stunden lang Schlacke gezogen wird. Das nun folgende Verblasen, welches bis zur Uebergaare des Kupfers ausgedehnt wird, dauert $\frac{1}{2}$ bis 2 Stunden und das Zurückpolen des Kupfers 2 Stunden. Das Ausschöpfen des Raffinads dauert 2 Stunden. Zur Herstellung von 6630 kg Kupfer verbraucht man 3620 kg Steinkohle.

Die Kupferschlacken werden in einem 3,3 m hohen Schachtofen unter Zuschlag von 8—9 t Kalk auf 20 t Schlacke auf Kupfer verschmolzen.

Egleston (l. c.) giebt die nachstehenden Analysen der fremden Bestandtheile des Lakekupfers, welches sich durch seine hohe Leitungsfähigkeit für den elektrischen Strom auszeichnet und in dieser Hinsicht nur durch das mit Hülfe der Elektrolyse hergestellte Kupfer erreicht wird.

	1.	2.	3.	4.	5.	6.
Fe	—	—	0,005	—	0,03	0,05
Ni	—	0,002	0,003	0,003	—	—
Co	—	—	—	—	—	—
Ag	0,030	0,030	0,030	0,030	0,070	0,04
O	0,280	0,280	0,190	0,220	0,370	0,20

In Mansfeld (Gottesbelohnungshütte) werden die Rückstände von der Ziervogel'schen Silber-Extraction, welche hauptsächlich aus Kupferoxyd bestehen und gegen 75 % Kupfer enthalten, mit Kohle gemengt in Raffiniröfen reducirt und dann raffinirt. Die gedachten Oxyde werden nass mit 10 % Steinkohle gemengt und dann getrocknet. Der Einsatz in den oben beschriebenen Ofen beträgt 5—$5\frac{1}{2}$ t Extractionsrückstände. Der Prozess des eigentlichen Raffinirens verläuft hier rasch, weil schon während der Reduction bzw. des Einschmelzens eine Verschlackung und Verflüchtigung der fremden Bestandtheile stattfindet. Das Verblasen und Braten fallen daher hier weg. Nach 8 Stunden sind die Reduction, das Einschmelzen und die Schlackenbildung beendigt und es folgen nun nach der Entfernung der Schlacke das Dichtpolen, welches $2\frac{1}{2}$ bis 3 Stunden dauert, und das Zähpolen, welches 1 Stunde dauert. Das Ausschöpfen des Kupfers nimmt 2 Stunden in Anspruch. Nach 2 bis 4 stündigem Leerstehen des Heerdes, während welcher Zeit die Reparaturen desselben vorgenommen werden, wird ein neuer Einsatz in denselben eingebracht. Das Guss-Raffinad (für die Messingfabrication) darf porös sein und gewisse Mengen von Kupferoxydul enthalten. Das Dichtpolen nimmt daher hier kürzere Zeit in Anspruch als bei der Herstellung von Walz-Raffinad,

welches kein Kupferoxydul enthalten und auch nicht porös sein darf. Dasselbe erhält zur Entfernung der Poren einen kleinen Bleizusatz.

Der Brennstoffverbrauch dürfte 45—50% vom Gewichte der Extractionsrückstände betragen. Die Campagnen beim Raffiniren betragen 3 bis 4 Wochen.

Die Raffinirkrätzen werden in Schachtöfen auf Rohkupfer verschmolzen, welches in Spleissöfen auf sogen. Blasenkupfer und dann im Raffinirofen auf Raffinad verarbeitet wird. Die Spleisskrätzen enthalten den Nickelgehalt des Kupfers und werden desshalb in Schachtöfen mit Schwefelkies auf einen nickelhaltigen Stein verschmolzen. Das Gesammt-Ausbringen an Kupfer nach Verarbeitung der Krätzen beträgt 99,4%.

Früher wurde in Mansfeld aus den Rückständen von der Ziervogel'schen Entsilberung durch Verschmelzen derselben in Schachtöfen Rohkupfer hergestellt, welches letztere der Raffination unterworfen wurde. Es wurden 5—5,7 t Rohkupfer eingesetzt. Die Zeit des Einsetzens betrug 1 Stunde, des Einschmelzens 6—7 Stunden, des Verblasens 2—2½ Stunden, des Bratens 3—4 Stunden, des Dichtpolens 2½—3 Stunden, des Zähpolens 1 Stunde, des Auskellens 2 Stunden. Man brachte 80% Raffinad und 20% Krätzen aus.

Mansfelder Raffinadkupfer von der directen Verarbeitung der Extractionsrückstände aus dem Jahre 1880 zeigte die nachstehenden fremden Elemente:

	1.	2.
Ag	0,028 bis 0,030	0,016 bis 0,020
Pb	0,043 - 0,103	0,134 - 0,259
Fe	0,025 - 0,132	0,019 - 0,024
Ni	0,239 - 0,275	0,101 - 0,144

In Oker wird silberhaltiges Rohkupfer zum Zwecke der Herstellung von Anodenplatten für die elektrolytische Scheidung von Kupfer und Silber raffinirt. Der Raffinirofen ist ähnlich eingerichtet wie der Mansfelder Raffinirofen. Der Einsatz beträgt 6 bis 7 t (gewöhnlich 4½ t Rohkupfer und 1½—2 t Anodenrückstände von der Elektrolyse oder fremdes Kupfer). Das Einschmelzen dauert 6 bis 7 Stunden, das Verblasen 4 Stunden, das Braten 2 bis 3 Stunden, das Dichtpolen 1 Stunde, das Zurückpolen 1 Stunde, das Feinpolen 1 Stunde, das Ausschöpfen 1 Stunde. Mit Einsetzen und Reparatur des Ofens dauert der ganze Prozess 24 Stunden. Der Brennstoffverbrauch beträgt 50 bis 54% vom Gewichte des Einsatzes. Das Ausbringen beträgt 89 bis 90% Anodenplatten mit 98,5% Kupfergehalt.

Nachtrag zum trockenen Wege der Kupfergewinnung.

Erst nach dem Drucke des vorstehenden Theiles dieses Buches erschienen in der Chemiker-Zeitung 1893. 17. No. 92 die Ergebnisse der neuesten Untersuchungen von Hampe über die Absorption von leichtem

Kohlenwasserstoff durch Kupfer (Seite 2 dieses Buches) und über die Bildung von Mooskupfer (Seite 118. 149).

Durch frühere Untersuchungen (Zeitschr. für Berg-, Hütten- und Salinenwesen im Preuss. Staate 1873. 21. 275) hatte Hampe ermittelt, dass Aethan als solches nicht vom Kupfer aufgenommen wird. Dagegen erfährt dasselbe in der Schmelzhitze des Kupfers eine Dissociation. Der Kohlenstoff wird hierbei ausgeschieden, während der Wasserstoff vom Kupfer absorbirt wird.

Durch die gedachten neuesten Untersuchungen stellte Hampe fest, dass sich das Methan gegen flüssiges Kupfer ebenso verhält wie das Aethan. —

Mooskupfer kann, wie Hampe nachgewiesen hat, dadurch entstehen, dass Halb-Schwefelkupfer bei einer über seinen Schmelzpunkt hinausgehenden Temperatur Kupfer auflöst und dasselbe beim Erkalten wieder ausscheidet. Erfolgt die Abkühlung langsam, so scheidet sich das Kupfer als Regulus aus, bei rascher Abkühlung dagegen als Mooskupfer.

II. Die Gewinnung des Kupfers unter Zuhülfenahme des nassen Weges.

Den nassen Weg der Kupfergewinnung wendet man bei Erzen an, welche so arm an Kupfer sind, dass die Gewinnung desselben auf trockenem Wege nicht lohnt. Er kann unter günstigen Umständen noch für Erze mit $^1/_2$ bis 1% Kupfergehalt eingeschlagen werden. Ferner findet er Anwendung zum Ausziehen des Kupfers aus gold- und silberhaltigen Hüttenerzeugnissen.

Derselbe besteht darin, dass man das in einem für die Lösung geeigneten Verbindungszustande befindliche Kupfer mit Hülfe geeigneter Lösungsmittel in die Form wässriger Lösungen bringt und aus diesen Lösungen das Kupfer durch geeignete Fällungsmittel niederschlägt. Der kupferhaltige Niederschlag wird auf trockenem Wege auf raffinirtes Kupfer verarbeitet. Ist das Kupfer in den Erzen bzw. Hüttenproducten nicht in einem für die Lösung geeigneten Verbindungszustande enthalten, so muss es vor der Lösung in denselben übergeführt werden.

Die Erze, aus welchen das Kupfer auf nassem Wege gewonnen wird, enthalten dasselbe im Zustande des Oxyds, des Carbonats, Sulfats oder des Schwefelmetalles. (Phosphate und Arseniate werden wegen ihres seltenen Vorkommens nur ausnahmsweise auf nassem Wege behandelt.)

Aus diesen Erzen mit Ausnahme der das Kupfer als Schwefelmetall enthaltenden Erze lässt sich das Kupfer hinreichend schnell mit Hülfe billiger Lösungsmittel auslaugen.

Aus Erzen dagegen, welche das Kupfer als Schwefelverbindung enthalten, lässt es sich mit Hülfe billiger Lösungsmittel (schwefelsaures Eisenoxyd) nur sehr langsam und unvollkommen ausziehen. Die e-

schen Lösungsmittel für Schwefelkupfer, nämlich Königswasser, Salpetersäure, Chlor, concentrirte heisse Salzsäure sind zu theuer, als dass sie als solche in grossem Maassstabe Anwendung finden könnten. Man ist daher gezwungen, das Kupfer des Schwefelkupfers erstt in einen für die Lösung mit Hülfe billiger Lösungsmittel (Wasser, Salzsäure, Schwefelsäure, Lösungen von Chlormetallen) geeigneten Verbindungszustand überzuführen, ehe es ausgelaugt werden kann.

Wir haben nun zu unterscheiden

1. Die Gewinnung des Kupfers aus Erzen, welche es als Oxyd oder Carbonat enthalten.

2. Die Gewinnung des Kupfers aus Erzen, welche dasselbe als Sulfat enthalten.

3. Die Gewinnung des Kupfers aus Erzen, welche es als Schwefelmetall enthalten.

In allen diesen Fällen wird das Kupfer als Sulfat oder Chlorverbindung in Lösung gebracht und aus der Lösung durch Eisen als Metall, nur ausnahmsweise durch Schwefelwasserstoff als Schwefelmetall oder durch Kalk als Hydroxyd oder Oxydul ausgefällt.

1. Die Gewinnung des Kupfers aus Erzen, welche dasselbe als Oxyd oder Carbonat enthalten.

Kupferoxyd kommt nur ausnahmsweise in solcher Menge vor, dass es den Gegenstand der Kupfergewinnung auf nassem Wege bilden könnte. Viel häufiger dagegen finden sich Kupferlasur und Malachit. Auch Kupferphosphat hat eine Zeit lang (im Verein mit Malachit) zu Linz am Rhein den Gegenstand der Kupfergewinnung auf nassem Wege gebildet.

a) Die Lösung des Kupfers. Aus den gedachten Verbindungen lässt sich das Kupfer mit Hülfe von Schwefelsäure, Salzsäure, Eisenchlorür, Ammoniakverbindungen, unterschwefligsaurem Natrium und schwefelsaurem Eisenoxyd in Lösung bringen. Von diesen Lösungsmitteln haben indess nur Schwefelsäure, Salzsäure und Eisenchlorür Anwendung gefunden.

Die übrigen Lösungsmittel sind bis jetzt nur versuchsweise in Anwendung gebracht worden und wirkten theils zu langsam und unvollkommen, theils sind sie zu theuer

Schwefelsäure und Salzsäure wirken sehr energisch. Die Anwendbarkeit dieser Körper hängt lediglich vom Preise derselben ab. Ist derselbe niedrig, so wird man sie grundsätzlich anwenden und dem viel langsamer wirkenden Eisenchlorür vorziehen. Wo Leblanc-Sodafabriken in der Nähe der Hüttenwerke vorhanden sind, empfiehlt sich die Anwendung von Salzsäure. Eisenchlorür hat noch wenig und mit wechselndem Erfolge Anwendung gefunden. In den Vereinigten Staaten von Nord-Amerika und in Siebenbürgen hat man eine Mischung von Eisenvitriol- und Kochsalzlösung, in welcher Eisenchlorür das Lösungsmitteln bildet, ange-

wendet (Hunt-Douglas-Prozess). An die Stelle des Eise den Vereinigten Staaten in der neuesten Zeit Schwefelsäu der Laugung Eisenchlorür zugesetzt wird, getreten. (Neu Prozess.)

Bedingung für die Anwendung von Säuren ist, dass andere in Säuren lösliche Körper, besonders Carbonat Menge enthalten. Auch für die Anwendung des Eisenchlo Carbonate schädlich.

Laugung mit Schwefelsäure.

Die Schwefelsäure wendet man entweder fertig gebil lässt Schweflige Säure, Salpetergase und Wasserdampf laugenden Erze einwirken.

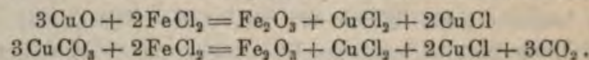
Bei Anwendung flüssiger Schwefelsäure (welche letzt wird, wenn sich Schwefelsäurefabriken in der Nähe befinden) wendet man Gefässe aus Bleiblech (welches m ist) oder aus säurefesten Steinen an. Bei kleinem Betrieb Gefässe aus Steingut anwenden. Kupferoxyd, Lasur, M arsensaures Kupfer lösen sich leicht in der Säure auf, phosphorsaures Kupfer. Kupferoxydul (Rothkupfererz) läss mit Säure angefeuchtet längere Zeit an der Luft liegen, in Oxyd übergeführt wird.

In Stadtberge in Westfalen und in Linz a. Rhe Erze (welche 1 bis 2% Kupfer enthielten) mit Hülfe Säure, Salpetergasen und Wasserdampf sulfatisirt und dan Stadtberge waren die Erze Lasur und Malachit, welche eingesprengt waren, in Linz (Sterner Hütte) Carbonate u Kupfers. Die Auslaugegefässe waren aus Mauerwerk h tiefe Kasten. Dieselben enthielten über dem eigentlic falschen Boden oder Rost aus säurefesten Steinen (in Sta Steine, in Linz Basaltsäulen), welche ihrerseits auf hoc Steinen ruhten. Auf diesem Rost wurden die auszulauge schichtet. Unter denselben wurden die gedachten G Schweflige Säure wurde durch Rösten von Schwefelkie und von Blende in Muffelöfen erzeugt, die Salpetergas von Chilisalpeter mit Schwefelsäure. Aus der Schweflig petergasen und dem Wasserdampf bildete sich Schwefel Carbonate und Phosphate des Kupfers in Sulfate ve 8 bis 10 Tagen wurde das Kupfersulfat mit Hülfe von W weise sauren Mutterlaugen von der Fällung des K Das Auslaugen geschah, wie es überhaupt bei allen A erforderlich ist, so, dass man das frische Wasser bz Mutterlauge auf das am meisten erschöpfte Erz wirk man die nahezu gesättigte Lauge zu ihrer vollständigen

Kupfergehalt mit Hülfe von Salzsäure versucht. Das Verfahren muss indess aufgegeben werden, weil die Erze kalkhaltig waren ($^1/_2$ bis 1 Kalk). Die Salzsäure löste aus denselben zuerst den Kalk und da erst das Kupfer auf.

Laugung mit Eisenchlorür enthaltenden Flüssigkeiten.

Kupferoxyd und Kupfercarbonat werden durch Eisenchlorürlösu zersetzt, indem Kupferchlorid, Kupferchlorür und Eisenoxyd, bei Carb naten auch noch freie Kohlensäure gebildet werden nach den Gleichunge



$$3\,CuO + 2\,FeCl_2 = Fe_2O_3 + CuCl_2 + 2\,CuCl$$
$$3\,CuCO_3 + 2\,FeCl_2 = Fe_2O_3 + CuCl_2 + 2\,CuCl + 3\,CO_2\,.$$

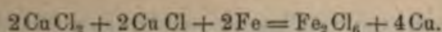
Hierbei wird das Eisenoxyd als Niederschlag ausgeschieden, währe Kupferchlorid und Kupferchlorür gelöst werden. (Kupferchlorür, welch in Wasser nicht löslich ist, wird durch den Ueberschuss der Chlormeta in Lösung erhalten.)

Die Einwirkung der Eisenchlorürlösung auf Kupfercarbonat ist sch 1862 durch Versuche von Schaffner und Unger dargelegt worden (s. Be und Hüttenm. Zeitung 1862, S. 173), während die Verwendung des Eise chlorürs zum Auflösen von Kupferoxyd einige Jahre später von d Amerikanern Hunt und Douglas vorgeschlagen worden ist. Die letzter haben auf das Verhalten des Eisenchlorürs gegen Kupferoxyd das unter de Namen „Hunt- und Douglas-Prozess" bekannte Verfahren gegründ welches an einigen Orten in den Vereinigten Staaten von Amerika ei geführt, aber in der letzten Zeit erheblich modificirt worden ist.

Da sich nur Kupferoxyd bzw. Kupfercarbonate für den Proze eignen, so wird vorgeschlagen, Kupferoxydul vorher durch Glühen b Luftzutritt in Kupferoxyd überzuführen.

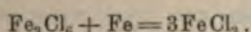
Nach dem ursprünglichen Verfahren wurde die Löseflüssigkeit Eisenchlorürlösung — aus Kochsalz und Eisenvitriol hergestellt, welc Körper sich in Eisenchlorür und Natriumsulfat umsetzen. Es wurd 120 G.-Th. Kochsalz in 1000 Th. Wasser gelöst und dann 280 Th. Eise vitriol zugefügt. Alsdann wurden noch 200 Th. Kochsalz zugeset Nachdem man die Flüssigkeit von dem auskrystallisirten Natriumsulfat g trennt hatte, war sie zur Verwendung fertig. Das gepulverte Erz wur mit der Flüssigkeit, welche auf 70° erhitzt war, in hölzernen, mit Rü vorrichtung versehenen Fässern so lange umgerührt, bis das Kupfer a demselben ausgezogen war. Alsdann erfolgte die Trennung von d niedergeschlagenen Eisenoxyd und den Rückständen durch Filtriren.

Die Lauge wurde nun mit Eisen behandelt, wodurch einerseits Kupfer ausgefällt, andererseits die ursprüngliche Löseflüssigkeit wiederh gestellt wurde. Aus Kupferchlorür und Eisen wird Eisenchlorür u Kupfer gebildet, während bei Anwesenheit von Kupferchlorid neb dem Kupferchlorür, wie es hier der Fall ist, zuerst Eisenchlorid gebil wird nach der Gleichung:



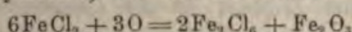
$$2\,CuCl_2 + 2\,CuCl + 2\,Fe = Fe_2Cl_6 + 4\,Cu.$$

Das Eisenchlorid geht aber in Berührung mit Eisen in Eisenchlorür über nach der Gleichung:



$$Fe_2Cl_6 + Fe = 3\,FeCl_2.$$

In Folge der Einwirkung des Sauerstoffs der atmosphärischen Luft auf die Flüssigkeit ist die Bildung eines Niederschlages von basischem Eisenchlorid (Eisenoxychlorid) aus dem Eisenchlorür nach der Gleichung:

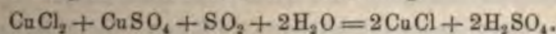


$$6\,FeCl_2 + 3\,O = 2\,Fe_2Cl_6 + Fe_2O_3$$

nicht zu vermeiden, wodurch stets ein Theil Chlor verloren geht und auch Kupfer (als Oxyd oder Chlorid) mechanisch zurückgehalten wird. Es ist daher erforderlich, den Verlust an Chlor stets durch neues Kochsalz zu ersetzen. Etwa vorhandenes Silber wird durch das Kupferchlorid der Lösung in Chlorsilber übergeführt und durch die überschüssige Kochsalzlauge in Lösung gebracht

Der Vortheil des Verfahrens besteht in der Verwendung verhältnissmässig geringer Mengen von Eisen zum Niederschlagen des Kupfers, da ein Theil des Kupfers als Chlorür vorhanden ist und die Ausfällung des Kupfers aus Kupferchlorürlösungen nur halb so viel Eisen erfordert als aus Kupferchloridlösungen. Dagegen hat es den Nachtheil der Bildung basischer Salze und der Erschwerung der Trennung der Flüssigkeit von den Rückständen durch das niedergeschlagene Eisenhydroxyd, welches letztere die Filter verstopft. Auch das Mitführen von Silber wird bei Erzen, welche nach der Extraction des Kupfers noch einer besonderen Verarbeitung auf Silber unterworfen werden sollen, als ein Nachtheil empfunden.

Zur Vermeidung dieser Nachtheile ist das Verfahren von Sterry Hunt abgeändert worden, wie folgt. Man laugt das Kupfer mit verdünnter Schwefelsäure aus und setzt zu der Lauge Eisenchlorür oder Chlorcalcium. Es bildet sich Kupferchlorid. Bei Anwendung von Chlorcalcium entsteht ein Niederschlag von Calciumsulfat, welcher von der das Kupferchlorid enthaltenden Flüssigkeit zu trennen ist. In die Kupferchloridlösung wird Schweflige Säure eingepumpt, wodurch das Kupfer als Kupferchlorür ausgefällt wird nach der Gleichung



$$CuCl_2 + CuSO_4 + SO_2 + 2\,H_2O = 2\,CuCl + 2\,H_2SO_4.$$

Das Kupferchlorür wird von der Flüssigkeit getrennt und mit Eisen oder Kalkmilch behandelt, wodurch man metallisches Kupfer bzw. Kupferoxydul und Lösungen von Eisenchlorür bzw. Chlorcalcium erhält. In die vom Kupferchlorürniederschlag abfiltrirte Flüssigkeit wird mit Hülfe eines Körting'schen Injectors heisse Luft eingeblasen, wodurch die in derselben noch enthaltene freie Schweflige Säure ausgetrieben wird. Die so behandelte, hauptsächlich aus Schwefelsäure bestehende Flüssigkeit dient wieder als Löseflüssigkeit für das Kupfer, während die aus Eisenchlorür oder Chlorcalcium bestehende Flüssigkeit von dem Niederschlagen des

[illegible] durch Eisen bzw. Kalkmilch wieder zum Chloriren des
[illegible] Kupferchlorürlösung benutzt wird. Das bei der Behandlu
[illegible] mit Kalkmilch erhaltene Kupferoxydul soll mit K
[illegible] verschmelzen werden.

Dieses Verfahren hat die Vortheile, dass eine Bildung vo
[illegible] wie bei dem ursprünglichen Hunt-Douglas-Verfahren ni
[illegible] dass Silber durch die verdünnte Schwefelsäure nicht gelöst w
dass die Ausfällung des Kupfers, da die Gesammtmenge dessel
Chlorür vorhanden ist, eine vergleichsweise geringe Menge Eisen e
Auch soll das niedergeschlagene Kupfer sehr rein sein.

Dieses Verfahren steht für Erze nicht in Anwendung, dagege
zu Kansas City, Staat Missouri, in den Vereinigten Staaten v
Amerika, zur Gewinnung des Kupfers aus gerösteten silberhaltigen
[illegible] eingeführt worden. Nähere Mittheilungen über die ökono
Ergebnisse desselben liegen zur Zeit noch nicht vor.

Zu Deva in Siebenbürgen (Oesterr. Zeitschr. 1876, S. 48
und Hüttenm. Ztg. 1877, S. 308) ist nach Hauch ein Verfah
Eisenchlorür als Lösungsmittel, welches vom Hunt-Douglas-Pro
weicht, auf Malachit führende Erze mit 2 % Kupfergehalt ang
worden. Die Erze wurden fein gepocht in Mengen von je 60
Laugebottiche mit doppeltem Boden (der obere Boden war durch
eingetragen und auf dem oberen Boden ausgebreitet. Darauf wur
kalte Eisenchlorürlösung in die Bottiche eingelassen, dass dieselbe
über der Oberfläche der Erzschicht stand. Unter öfterem Umwen
Erze wurde die Lauge drei Stunden hindurch von dem eigentliche
der Kästen abgelassen und stets von Neuem auf die Erze gehoben
wurden der Lauge 12 kg Salzsäure von 20° B. zugesetzt, worauf
Flüssigkeit 24 Stunden lang (unter stetigem Zurückheben dersel
Erzschicht, welche öfters umgewendet wurde, durchdringen lies
Kupfer wurde auf diese Weise bis auf 0,12 % aus den Erzen aus
Die Ausfällung desselben aus der Lauge geschah durch Eisen. — Je
ist auch dieses Verfahren nicht frei von den oben angegebenen Nach

Erfolglose Versuche der Extraction des Kupfers aus La
Malachit führendem Sandstein mit Hülfe von Eisenchlorür sind s
den fünfziger Jahren dieses Jahrhunderts zu Rochlitz im Riesen
gemacht worden.

Beim Auslaugen kalkhaltiger Kupfererze kommt noch der nac
Umstand hinzu, dass Eisenchlorür und Calciumcarbonat sich bei Lu
in Chlorcalcium und Eisenhydroxyd umsetzen.

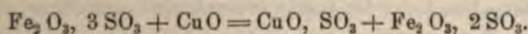
Laugung mit sonstigen Lösungsmitteln.

Ammoniumcarbonat lässt sich bei Erzen anwenden, dere
[illegible] und Beimengungen durch Säuren angegriffen werden, z. B. b
[illegible], welche Carbonate des Kupfers enthalten. Es dürfen i

Fälle aber keine Sulfate vorhanden sein, weil sich dieselben mit Ammoniumcarbonat in Ammoniumsulfat und Calciumcarbonat umsetzen. Die bisher in dieser Richtung angestellten Versuche sind missglückt, weil man keine ammoniakdichten Apparate angewendet und die Ausfällung des Kupfers, welche nicht durch Eisen geschehen kann, mit Schwefelwasserstoff, Schwefelcalcium oder Schwefelbaryum bewirkt hatte. Es lassen sich indess bei Anwendung von Gefässen aus Eisen die Verluste an Ammoniak vermeiden. Das Kupfer lässt sich durch Abdestilliren des Ammoniaks als Oxyd gewinnen, bei welchem Prozesse gleichzeitig das verflüchtigte Ammoniak wieder aufgefangen werden kann.

Unterschwefligsaures Natrium ist von Strohmeyer für die Auflösung von Kupfercarbonat vorgeschlagen worden. Aus der Lösung soll das Kupfer durch Schwefelnatrium ausgefällt werden. Dieses Verfahren hat jedoch wegen der leichten Zersetzbarkeit der Lösung und wegen der Verzögerung der Auflösung bei Gegenwart von Kalk keine Anwendung erlangt.

Schwefelsaures Eisenoxyd findet nicht selbstständig, sondern nur in Verbindung mit dem Auslaugen durch Schwefelsäure Anwendung. Dasselbe ist in den Mutterlaugen von der Ausfällung des Kupfers aus Sulfatlösungen durch Eisen enthalten. Diese Mutterlaugen werden, nachdem vorher Eisenvitriol aus denselben auskrystallisirt worden ist, gemeinsam mit frischer Schwefelsäure zum Laugen benutzt. Sie wirken sowohl durch ihren Gehalt an freier Schwefelsäure, als durch das in ihnen enthaltene schwefelsaure Eisenoxyd. Auch schwefelsaures Eisenoyxdul löst Kupferoxyd unter Ausscheidung von basisch schwefelsaurem Eisenoxyd auf. Schwefelsaures Eisenoxyd wirkt nach der Gleichung:



$$Fe_2O_3, 3SO_3 + CuO = CuO, SO_3 + Fe_2O_3, 2SO_3.$$

b) Ausfällen des Kupfers. Das Kupfer befindet sich in den Laugen als Sulfat, als Chlorid oder als Chlorür. Das grundsätzlich angewendete Fällungsmittel für diese Laugen ist Eisen. Auch für festes Kupferchlorür, welches mit Hülfe von Schwefliger Säure aus Chloridlaugen niedergeschlagen worden ist, wendet man Eisen als Fällungsmittel an.

Andere, nur ausnahmsweise (beim Mangel an Eisen oder sehr hohen Preise desselben) in Betracht kommende Fällungsmittel sind Schwefelwasserstoff oder wässrige Lösungen von Schwefelmetallen, durch welche das Kupfer als Schwefelkupfer ausgefällt wird, sowie Kalkmilch für Kupferchlorid- und Kupferchlorürlösungen bzw. für festes Kupferchlorür. Aus dem Kupferchlorid wird durch Kalkmilch das Kupfer als Hydroxyd, aus dem Kupferchlorür als Kupferoxydul gefällt. Aus Sulfatlösungen wird das Kupfer durch Kalkmilch gleichfalls als Hydroxyd ausgefällt, ist aber mit gleichzeitig niedergefallenem Gyps gemengt. Die durch Kalkmilch erzeugten Hydroxydniederschläge sind sehr voluminös und nur schwierig zu verschmelzen. Bis jetzt hat weder das Ausfällen des Kupfers als Schwefelkupfer (siehe S. 211) noch als Hydroxyd oder Oxydul eine dauernde Anwendung erlangt.

Die Ausfällung des Kupfers durch Eisen macht es wünschenswerth, dass die Laugen möglichst geringe Mengen von freier Säure und von Eisenoxydsalzen enthalten, weil andernfalls eine grosse Menge von Eisen aufgelöst wird, ohne zur Fällung des Kupfers beigetragen zu haben.

Der Theorie nach sind zur Ausfällung von 100 Gewichtstheilen Kupfer aus Kupfersulfat- und Kupferchloridlösungen 88,8 Gewichtstheile Eisen erforderlich, aus Kupferchlorürlösungen oder aus festem Kupferchlorür dagegen nur 44,4 Gew.-Theile Eisen.

In Wirklichkeit ist der Eisenverbrauch aber ein erheblich grösserer, weil die Laugen nicht frei von Säuren und Eisenoxydsalzen zu erhalten sind. Beim Vorhandensein grösserer Mengen dieser Körper steigt der Eisenverbrauch für 100 Th. Kupfer, besonders bei eisenhaltigen Sulfatlaugen auf 200 bis 300 G.-Th. Eisen. Das Ferrosulfat in den Laugen zersetzt sich nämlich bei längerer Berührung mit dem Sauerstoff der Luft in freie Schwefelsäure und in Ferrisulfat. Die freie Schwefelsäure löst Eisen auf. Die Ferrisulfate verwandeln sich unter Aufnahme von Eisen in Ferrosulfate.

In den salzsauren Laugen enthaltenes Eisenchlorid verwandelt sich unter Aufnahme von Eisen in Eisenchlorür.

Ein besonderer Nachtheil der Bildung basischer Salze ist der, dass dieselben das niedergeschlagene Kupfer (Cementkupfer) verunreinigen.

Es ist daher erforderlich, vor der Fällung die Säuren und Eisenoxydsalze nach Möglichkeit zu beseitigen und die Fällung selbst möglichst rasch vorzunehmen.

Das beste Mittel zur Beseitigung der Säuren, bzw. der Verhinderung der Bildung von basischen Salzen ist das, die Laugen so lange auf die Erze wirken zu lassen, bis sie vollständig neutral sind und dann sofort die Ausfällung des Kupfers vorzunehmen. Man hat ferner die Neutralisation der Laugen durch Kalk, die vorgängige Ausscheidung basischer Eisensalze durch Erwärmen der Laugen, die Reduction des Ferrisulfats zu Ferrosulfat durch Schweflige Säure vorgeschlagen. Diese Mittel haben aber nur eine sehr beschränkte Anwendung gefunden.

Trübe Laugen bedürfen vor der Fällung der Klärung in besonderen Klärkästen. Einen etwaigen Silbergehalt der Laugen schägt man vor dem Ausfällen des Kupfers durch Kupfer, Jodkalium, Schwefelwasserstoff oder durch Einblasen von fein zertheiltem Eisenstaub in die Lauge nieder.

Auch zur Beseitigung von Arsen und Antimon (welche Körper gleichzeitig mit dem Kupfer durch Eisen niedergeschlagen werden) aus den Laugen sind verschiedene Vorschläge gemacht worden, welche indess wegen ihrer Unvollkommenheit nur selten Anwendung gefunden haben. Nach Down (Dingler's Journal 224. 195) werden Antimon und Arsen nur aus stark sauren Laugen durch Eisen ausgefällt, nicht aber aus schwach sauren Laugen. Nach Kinzgett und Lunge (Dingl 219. 330) sowie nach Gibb werden dagegen mit dem Eisen vollständig niedergeschlagen. Der Niedersc soll eine dem Scheel'schen Grün ähnliche Zusammensetzung haben

Man wendet das Eisen in der Gestalt von Schmiedeeisen, Roheisen, enschwamm und Eisensauen an. Am schnellsten wirkt das pulvernige Eisen in der Gestalt von gemahlenem Eisenschwamm, dann folgen endrehspähne, dann Eisenblech (Abfälle von Blechwalzwerken und Knopfriken). Das Stabeisen liefert ein grobkörniges Cementkupfer, welches wenig anhaftet. Das graue Roheisen, welches rascher wirkt als das sse Roheisen, fällt das Kupfer mehr in Pulverform, während das isse Roheisen das Kupfer in zusammenhängenden Massen fällt. Der halt des Eisens an Graphit scheidet sich bei der Fällung aus und vereinigt das Cementkupfer.

Auch lassen sich Abfälle von verzinntem Eisenblech zur Kupferfällung wenden. Wenn das Kupfer als Chlorid in Lösung ist, lässt sich das n als Oxyd ausscheiden[1]).

Die Fällung des Kupfers lässt sich durch Erwärmung der Lauge, rch Bewegung derselben und durch eine möglichst grosse Oberfläche des ens (daher die Pulverform des Eisens die beste) befördern.

Das Erhitzen der Lauge geschieht sowohl direct, indem man die mme der Feuerung mit der Lauge in unmittelbare Berührung bringt er Wasserdampf in dieselbe einleitet, als auch indirect, indem man Feuerse oder Wasserdampf durch in den Fällgefässen angebrachte Röhren eichen lässt.

Die Bewegung der Lauge bewirkt man sowohl mit Hülfe besonderer, den Fällgefässen angebrachter Rührvorrichtungen als auch durch Ronlassen der geschlossenen Fällgefässe oder durch Einblasen von Luft die Lauge oder dadurch, dass man die Lauge eine Reihe von terrassenrmig untereinander gestellten Fällgefässen durchlaufen lässt. Die Fällefässe sind Kasten, Gerinne oder Bottiche aus Holz, welche in manchen llen auch mit Blei ausgeschlagen sind. Die Ausfällung des Kupfers ist endigt, wenn sich die blanke Oberfläche eines Eisenstückes, welches in ie Lauge getaucht wird, nicht mehr mit Kupfer überzieht.

In Stadtberge geschieht die Ausfällung des Kupfers aus der salzauren Lösung in einem cylindrischen, mit Thon umstampften Holzbottich. In demselben befindet sich ein zweiter aus Holzlatten hergestellter Cylinder ohne Boden, welcher an seinem unteren Ende durch einen aus radial gelegten Holzlatten bestehenden Rost mit dem äusseren Cylinder verbunden ist. In dem inneren Cylinder ist an einer stehenden Welle ein Rührflügel aus Holz angebracht. Das zur Fällung dienende Eisen wird auf dem gedachten Holzroste zwischen dem Bottich und dem Lattencylinder aufgeschichtet.

Durch die Bewegung des Rührflügels, welcher mit der stehenden Welle rotirt (die ihrerseits durch ein Getriebe bewegt wird), wird die Lauge auf das Fälleisen getrieben und schwemmt das auf demselben nieder-

[1]) Berg- u. Hütten-Ztg. 1877 S. 365.

geschlagene Kupfer auf den Boden des Bottichs, von wo es zeitweise entfernt wird.

Die Einrichtung dieses sehr gut arbeitenden Apparates ergiebt sich aus der nachstehenden Figur 134. G ist der gitterförmige innere Cylinder, r der horizontale Holzrost, auf welchem das Fälleisen aufgeschichtet wird; z ist der Boden des Bottichs, auf welchem sich das Fällkupfer ansammelt.

In Stadtberge gebrauchte man beim Ausfällen des Kupfers aus der salzsauren Lösung auf 100 Gew.-Th. Kupfer 127 Gew.-Th. Eisen. Beim Hunt-Douglasprozess (älteres Verfahren) gebraucht man auf 100 Th. Kupfer 60 bis 70 Gew.-Th. Eisen; bei dem neueren Verfahren, bei welchem das Kupfer aus dem Chlorür ausgefällt wird, noch viel weniger (50 Gew.-Th.). Am grössten ist der Eisenverbrauch beim Ausfällen des Kupfers aus Sulfatlösungen (200 bis 300 Gew.-Th. auf 100 Gew.-Th. Kupfer).

Als Producte der Fällung mit Eisen erhält man Cementkupfer und Mutterlaugen. Das Cementkupfer ist ein Gemenge von metallischem Kupfer mit basischen Eisensalzen, Eisentheilchen, Graphit, auch wohl Kieselsäure, Antimon, Arsen und arsensaurem Eisenoxyd. Dasselbe wird durch Waschen nach Möglichkeit von diesen Verunreinigungen befreit und, wenn es unrein ist, erst auf Rohkupfer verschmolzen, sonst aber direct raffinirt. (Siehe Verarbeitung des Cementkupfers Seite 249.)

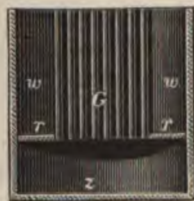


Fig. 134.

Die Mutterlaugen enthalten im Wesentlichen Sulfate bzw. Chloride des Eisens.

Die sulfathaltigen Mutterlaugen verarbeitet man theils auf Eisenvitriol, indem man dieselben eindampft und den Eisenvitriol auskrystallisiren lässt, theils verwendet man sie wieder als Lösungsmittel. Die Chloride verwendet man zum Theil wieder bei der Lösung des Kupfers. Beim Hunt Douglasprozess reducirt man sie zu Chlorür, welches von Neuem als Lösungsmittel dient.

2. Die Gewinnung des Kupfers aus Erzen, welche dasselbe als Sulfat enthalten.

Das im Zustande des Sulfats befindliche Kupfer wird durch Wasser in Lösung gebracht. Aus der Lösung wird das Kupfer durch Eisen gefällt. Sehr häufig findet sich das Kupfer auch als Sulfat in Grubenwässern, den sogen. Cementwässern gelöst und braucht aus denselben nur ausgefällt zu werden.

Das Auslaugen des Sulfats aus den Erzen geschieht in Bottichen aus Holz oder in Kästen aus Holz oder Mauerwerk oder in freien Haufen auf einer aus Thon oder Lehm gestampften Unterlage. Die Holzkästen sind entweder mit Thon umgeben oder die Fugen derselben sind mit getheertem Hanf oder Mennigkitt gedichtet. Die gemauerten Kästen sind wohl an-

der Innenseite mit Asphalt oder Cement gedichtet. Ueber dem Boden der Laugegefässe befindet sich ein zweiter Boden. Derselbe besteht aus Latten oder durchlöcherten Bohlen oder aus säurefesten Steinplatten, welche Fugen zwischen sich lassen. Auf diesen Boden, den sogen. Losboden, bringt man ein Filter aus Stroh, Reisig, Heidekraut oder Koks und stürzt darauf die auszulaugenden Erze. Man übergiesst dieselben mit Wasser, welches beim Durchdringen der Erzlage das Kupfersulfat auflöst und durch Filter und Losboden auf den Boden des Laugebehälters gelangt. Der wirkliche Boden der Kästen hat eine geringe Neigung, so dass die Flüssigkeit auf demselben durch eine offene Rinne oder durch ein Holz- oder Bleirohr abfliessen kann. Auch wendet man wohl Kautschuckrohre, welche durch Quetschhähne verschlossen werden, an.

Die Laugekästen stehen am besten in einer Ebene. Die Laugung erfolgt in der Weise, dass man die Flüssigkeit circuliren lässt und, wie schon erwähnt, das frische Wasser auf nahezu ausgelaugtes Erz, die nahezu gesättigte Lauge auf frisches Erz wirken lässt. Das beim Auslaugen der Rohsoda angewendete Verfahren von Buff-Dunlop, die Flüssigkeit selbstthätig circuliren zu lassen, indem eine höhere Säule dünner Lauge eine niedrigere Säule concentrirter Lauge aus einem Gefäss in das andere drückt, ist hier nicht anwendbar, weil die auszulaugenden Massen nicht porös sind, wie es bei der Rohsoda der Fall ist. Man lässt vielmehr die Flüssigkeit aus den Laugegefässen in Sammelbehälter laufen und bringt sie dann mit Hülfe von Injectoren, Montejus, Pumpen, Schöpfrädern entweder direct auf weiter auszulaugende Massen oder erst in Hochreservoire, aus welchen sie durch Gerinne den auszulaugenden Massen zugeführt werden.

Das Ausfällen des Kupfers geschieht durch Eisen in der schon dargelegten Weise.

Schwefelwasserstoff wird nur selten an solchen Orten zur Ausfällung benutzt, wo Eisen nicht zur Verfügung steht. Man stellt denselben am besten durch Einleiten von Schwefliger Säure und Wasserdämpfen in glühenden Koks oder Holzkohlen dar. Zu diesem Zwecke saugt man die Röstgase von Schwefelmetallen aus Kiesbrennern oder Kilns mit Hülfe eines Körting'schen Injectors auf und bläst dieselben nebst dem Wasserdampf des Injectors durch einen Schachtofen, in welchem sich glühende Koks oder Holzkohlen befinden. Die Schweflige Säure wird hierbei durch den Kohlenstoff zu Schwefel reducirt, der Wasserdampf setzt sich mit den glühenden Kohlen in Kohlenoxyd und Wasserstoff um und der letztere verbindet sich mit dem Schwefel zu Schwefelwasserstoff.

Koks und Holzkohlen erhält man dadurch glühend, dass man von Zeit zu Zeit, wie bei der Erzeugung des Wassergases, einen Luftstrom durch dieselben hindurchbläst.

Eine von Sinding angegebene Methode beruht auf der Einwirkung von dampfförmigem Schwefel auf Kohlenwasserstoffe und Wasserstoff, eine weitere Methode auf der Zerlegung von Schwefelnatrium durch Kohlensäure.

Sinding erzeugt in einem Generator aus rohen Brennstoffen Generatorgas und führt dasselbe über glühenden Schwefelkies. Es tritt hierbei durch die Einwirkung der in dem Generatorgas enthaltenen Kohlenwasserstoffe und des Wasserstoffs auf den sich aus dem Pyrit abscheidenden Schwefel die Bildung von Schwefelwasserstoff ein. Derselbe durchzieht eine Kammer, in welcher die kupferhaltigen Laugen in Gestalt eines feinen Regens herabtröpfeln.

Die Erzeugung von Schwefelwasserstoff durch Behandlung von Schwefelnatrium mit Kohlensäure ist von Gibb und Gelstharp in England angewendet worden.

Man erhält in der neueren Zeit Schwefelwasserstoff nach dem Verfahren von Chance durch Behandlung der Rückstände von der Fabrikation der Leblanc-Soda mit Kohlensäure.

Das gefällte Schwefelkupfer (CuS) wird in Filterpressen von der Lauge getrennt und entweder dem sog. Röstschmelzen des englischen Flammofenprozesses unterworfen oder durch Einblasen eines warmen Luftstromes in Kupferoxyd verwandelt und dann auf Rohkupfer oder Raffinad verarbeitet.

So weit dem Verfasser bekannt, ist die gedachte Methode der Fällung in Foldal (Norwegen) und Rio tinto (Spanien), wo sie früher zeitweise in Anwendung stand, abgeworfen worden. In England stand sie in Swansea und auf den Bede metal works in Anwendung.

Kalkmilch ist, wie schon erwähnt, für Sulfatlösungen nicht anwendbar, weil durch dieselben der Kalk als Sulfat ausgefällt wird.

Die Kupfersulfat enthaltenden Grubenwasser, die sog. Cementwasser, lässt man durch ein oder mehrere Systeme terrassenförmig untereinander gelegter bis 10° geneigter, mit Eisen gefüllter Gerinne laufen. Aus dem untersten Gerinne treten dieselben entkupfert aus.

In Schmöllnitz (Ungarn) wird Kupfer aus Grubenwässern gewonnen. Das Eisen wird daselbst in den Gerinnen in der Gestalt von Stäben gitterförmig aufgeschichtet. Zur Ausfällung der letzten Theile von Kupfer lässt man die Grubenwasser aus den letzten Gerinnen noch in senkrechte Lutten treten, durch welche das Kupfer auf Eisen fällt. Durch das Aufstossen der Flüssigkeit auf das Eisen wird das Ausfällen des Kupfers befördert. Das Cementkupfer mit mehr als 55 % Kupfer wird auf Gaarkupfer verarbeitet, während das Cementkupfer von niedrigerem Kupfergehalte beim Verschmelzen gerösteter Kupfersteine auf Schwarzkupfer in Schachtöfen zugesetzt wird. Das unreinste Cementkupfer (mit weniger als 15% Kupfer) wird beim Verschmelzen gerösteter Kupferkiese auf Kupferstein zugesetzt. (Weiteres über die Gewinnung des Kupfers aus Sulfatlaugen siehe bei der Gewinnung des Kupfers aus Schwefelkupfer Seite 243.)

3. Die Gewinnung des Kupfers aus Erzen, welche dasselbe als Schwefelmetall enthalten.

Wie schon oben erwähnt, muss das Kupfer, welches in den Erzen (und Hütten-Erzeugnissen) als Schwefelkupfer vorhanden ist, erst in einen für die Lösung geeigneten Verbindungszustand übergeführt werden, ehe es mit billigen Lösungsmitteln behandelt werden kann.

Wir haben daher zu unterscheiden:

a) die Ueberführung des Kupfers in den für die Lösung geeigneten Verbindungszustand,
b) die Lösung des Kupfers aus Erzen und Hüttenproducten,
c) die Ausfällung des Kupfers aus den Lösungen,
d) die Verarbeitung des kupferhaltigen Niederschlages auf Handelskupfer.

a) Die Ueberführung des Kupfers in den für die Lösung geeigneten Verbindungszustand.

Man führt das Schwefelkupfer behufs Auflösung des Kupfers in den Zustand des Sulfats, des Oxyds oder des Chlorkupfers über. Das Sulfat löst sich in Wasser, das Oxyd in Salzsäure, Schwefelsäure, Chlormetallen, das Kupferchlorid in Wasser, das Kupferchlorür in Salzsäure und Lösungen von Chlormetallen.

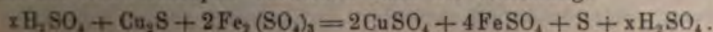
Die Ueberführung des Schwefelkupfers in Sulfat

kann bewirkt werden:

1. durch Verwitternlassen der Erze,
2. durch langsames Rösten der Erze,
3. durch Rösten der Erze mit Eisensulfat oder sonstigen leicht zersetzbaren Sulfaten,
4. durch Erhitzen der Erze mit Eisennitrat,
5. durch Behandlung der Erze mit Ferrisulfatlösung.

Das Verwitternlassen der Erze

lässt sich ohne vorgängige Röstung nur bei solchen Erzen anwenden, welche eine besondere Neigung zu schneller Zersetzung zeigen, wie es bei kupferhaltigen Markasiten der Fall ist. Man vereinigt derartige Erze auf einer Thonunterlage zu Haufen und überlässt sie längere Zeit hindurch der Einwirkung der Atmmosphärilien. Es bilden sich Kupfersulfat und Sulfate des Eisens, welche ausgelaugt werden. Durch öfteres Auslaugen der Erze und durch Uebergiessen derselben mit sauren, Ferrisulfat enthaltenden Mutterlaugen, welche man bei der Ausfällung des Kupfers aus den Laugen erhält, lässt sich die Verwitterung befördern, indem die gedachten Laugen zersetzend auf Schwefelkupfer einwirken nach der Gleichung:



$$x H_2SO_4 + Cu_2S + 2 Fe_2(SO_4)_3 = 2 CuSO_4 + 4 FeSO_4 + S + x H_2SO_4 .$$

Es ist indess sehr schwierig, in den meisten Fällen sogar unmöglich, den gesammten Kupfergehalt der Erze in absehbarer Zeit in den Zustand des Sulfates überzuführen. Ueberhaupt gehört schon eine Reihe von Jahren dazu, um nur einen erheblichen Theil des Kupfers in Sulfat zu verwandeln.

Obwohl diese Art der Verwandlung des Kupfers in Sulfat billig ist, so wird sie doch nur ausnahmsweise angewendet, weil das in den Erzen angelegte Capital zu lange Zeit brach liegen muss und weil das Kupferausbringen unvollständig ist. Wohl aber benutzt man, wie schon erwähnt, das durch die Verwitterung der Erze in der Grube entstandene und durch die Grubenwasser ausgelaugte Kupfersulfat zur Herstellung von Kupfer. Auch wendet man das Verwitternlassen als Hülfsmittel bei der Sulfatisation der Erze durch Röstung an.

Die Sulfatisation des Kupfers durch langsames Rösten der Erze.

Die Bildung von Kupfersulfat durch eine langsame Röstung ist nur anwendbar bei Erzen, welche verhältnissmässig grosse Mengen von Schwefelkies und verhältnissmässig geringe Mengen von Kupferkies enthalten. Ohne Beimengung von Sulfaten lässt sich eine nur einigermaassen genügende Sulfatisation nur durch Röstung in Haufen oder Stadeln erreichen. Bei der verhältnissmässig rasch verlaufenden Röstung in Schachtöfen, Flammöfen und Muffelöfen werden zu grosse Mengen von Kupferoxyd im Vergleich zu der Menge des Kupfersulfats gebildet. Aber auch durch die langsame Röstung in Haufen oder Stadeln ist es nicht möglich, das gesammte Schwefelkupfer in Kupfersulfat überzuführen. Ein Theil des Schwefelkupfers bleibt stets unzersetzt, während andere Theile desselben in Oxyde des Kupfers verwandelt werden. Um nun möglichst viel Kupfer aus den Erzen auszubringen, überlässt man dieselben nach beendigter Röstung und nach dem Auslaugen des durch die Röstung gebildeten Kupfersulfates aus denselben der Verwitterung, wodurch im Laufe längerer Zeit das Kupfer in Sulfat übergeführt wird, oder man führt die Röstung (vorausgesetzt, dass der erforderliche Kupfergehalt in den Erzen vorhanden ist) so aus, dass sich das unzersetzte Schwefelkupfer inmitten der Erzstücke als Kern concentrirt, während das Sulfat in der den Kern umgebenden, hauptsächlich aus Eisenoxyd bestehenden porösen Rinde enthalten ist. Die bei dieser letzteren Art der Röstung, der bereits oben Seite 36 besprochenen Kernröstung, erhaltenen Kerne, welche durch Handscheidung von den Rinden getrennt werden, macht man auf trockenem Wege zu Gute, während die Rinden von dem Kupfersulfat durch Auslaugen befreit werden.

Die Sulfatbildung durch Röstung (ohne Kernbildung) und darauf folgendes Verwitternlassen der ausgelaugten gerösteten Erze steht zu Rio tinto in der Provinz Huelva in Spanien in Anwendung. Man unterwirft derselben kupferhaltige Schwefelkiese von $1\frac{1}{2}$

bis 2 % Kupfergehalt. Dieselben werden, zu Haufen von 200 bis 1500 t vereinigt, auf einer Reisig-, Holz- oder Steinkohlenunterlage langsam geröstet. Die Haufen von 200 t sind halbkugelförmig, besitzen 8 m Durchmesser an der Basis und 3,50 m Höhe. Die grossen Haufen von 1500 t besitzen elliptische Grundfläche. Die grosse Axe der Ellipse ist 17 m, die kleine Axe 10 m lang. Die Höhe des Haufens beträgt 3,50 m. Die Luftzuführung geschieht durch ein in den Haufen ausgespartes System von Canälen. Die kleinen Haufen brennen 2 Monate, die grossen Haufen 6 Monate. Zur Röstung von 100 t Erz gebraucht man bei den kleinen Haufen 0,76 cbm Holz, bei den grossen Haufen 0,26 cbm. Das Ausbringen an Kupfer ist bei den kleinen Haufen grösser als bei den grossen Haufen. Die gerösteten Erze werden 50 Stunden lang einer (S. 210 beschriebenen) Auslaugung unterworfen, durch welche das Kupfer in Gestalt des Sulfats aus denselben entfernt wird. Die ausgelaugten Rückstände enthalten noch 0,4 bis 0,5 % Kupfer (bei einem Gehalte der frischen Erze von $1\frac{1}{2}$ bis 2 % Kupfer). Zur Ausgewinnung dieses Kupfergehaltes, welcher sich zum grössten Theile in dem Verbindungszustande des Schwefelkupfers befindet, werden die Erze der Verwitterung überlassen. Zu diesem Zwecke werden dieselben auf ein System von in trockener Mauerung hergestellten horizontalen Luftcanälen, welche mit einem System von verticalen Luftcanälen von 0,20 m Durchmesser, ebenfalls in trockener Mauerung, verbunden sind, so aufgestürzt, dass die Luft durch die Erzmassen circuliren kann. Die verticalen Canäle werden in dem Maasse, wie der Haufen sich durch Aufstürzen neuer Erzmassen erhöht, weiter geführt. Sobald der feuchte Haufen eine gewisse Höhe erreicht hat, beginnt die Zersetzung der Schwefelmetalle, was sich durch eine Erhöhung der Temperatur zu erkennen giebt. Das Steigen derselben bis zur Entzündung des Haufens sucht man durch Beschränkung des Luftzutrittes zu verhindesn. Von Zeit zu Zeit wird der Haufen (oder Theile desselben bei grossen Haufen) ausgelaugt und die Lauge in die Fällgefässe geführt. Die volle Erschöpfung der Haufen, welche sich fortwährend vergrössern und bis auf 500000 t kommen können, wird sich aber in absehbarer Zeit nicht bewirken lassen, da die Verwitterung trotz des öfteren Auslaugens nur sehr langsam fortschreitet. Man ist sogar der Ansicht, dass diese grossen Haufen noch Kupfersulfat liefern werden, wenn die Erze längst abgebaut sind.

Am Fusse der grossen Haufen errichtet man auch kleinere Haufen aus rohen Erzen, welche man, sobald sie in vollem Brand sind, mit geröstetem und rohem Erze bedeckt. Durch Anfeuchten derselben sucht man die Verwitterung zu befördern.

Zur Vereinfachung der vollkommenen Sulfatisation der Erze ist vorgeschlagen worden, die weiter unten besprochene Auslaugung in besonderen Bassins zu umgehen und die Röstung der Erze in kleineren Haufen auf dem gedachten System von Canälen vorzunehmen, dann die gerösteten Erze auszubreiten, auf dieser Lage einen zweiten Haufen zu errichten, zu

rösten, nach der Röstung wieder auszubreiten und so fortzufahren. Die ausgebreiteten Erzlagen werden von Zeit zu Zeit ausgelaugt. Es ist indess hierbei zu fürchten, dass das Auslaugen in Haufen nicht so rasch und vollständig verlaufen wird wie das Auslaugen in Reservoiren, und dass die vollständige Erschöpfung der Massen an Kupfer hierdurch noch mehr verzögert wird. (Knab, Traité de métallurgie pag. 146.)

Die Sulfatbildung unter gleichzeitiger Bildung von Kernen oder die sog. Kernröstung ist nur ausführbar bei Erzen, welche frei von Gangarten sind und nicht decrepitiren. Sie ist auf Seite 36 ausführlich beschrieben worden. Sie stand zu Agordo (Venetien), Foldal (Norwegen), Kedabeg (Kaukasus) und Wicklow (Irland) in Anwendung, wird aber gegenwärtig wegen der erheblichen, mit derselben verbundenen Kupferverluste durch Zurückbleiben von Schwefelkupfer in den Rinden und der hohen Kosten der Scheidung der Rinden von den Kernen nicht mehr ausgeführt.

Die Sulfatisation des Kupfers durch Rösten der Erze mit Eisensulfat oder sonstigen leicht zersetzbaren Sulfaten.

Durch eine Röstung von gepulverten schwefelkieshaltigen Kupferkiesen mit geringem Kupfergehalte, welche mit Eisensulfat innig gemengt werden, ist es möglich, den grössten Theil des Kupfers in Kupfersulfat überzuführen. Aehnlich wie Eisensulfat wirkt Aluminiumsulfat. Auch ein Zusatz von Natriumsulfat befördert nach Monnier die Sulfatbildung.

Die Sulfatbildung mit Hülfe von Eisenvitriol oder Mutterlaugen von der Fällung des Kupfers aus Sulfatlösungen durch Eisen findet am besten durch eine Haufenröstung statt. Flammöfen werden selten angewendet, weil die Sulfatbildung in Folge der rasch verlaufenden Röstung eine geringere ist. Wohl hat man Flammöfen angewendet, um aus Kupfersteinen (unter Zusatz von Natriumsulfat) Kupfersulfat zu bilden oder aus Kupferspeisen unter Zusatz von Schwefelkies Kupfersulfat zu erhalten; zur unmittelbaren Gewinnung von Kupfersulfat aus Erzen dürften sie indess nur ausnahmsweise in Anwendung gewesen sein. In Verbindung mit der Stadelröstung dagegen ist die Flammofenröstung zu Balan in Siebenbürgen in Anwendung gewesen.

Die reine Haufenröstung, die sog. Stöckelröstung, wurde mit gutem Erfolge zu Agordo in Venetien und zu Majdanpec in Serbien angewendet.

Zu Agordo in den Venetianischen Alpen wurden die von der Grube kommenden Schliche (Schwefelkies mit 1 bis 2 % Kupfer) fein zerkleinert, mit Eisenvitriolmutterlaugen von der Fällung des Kupfers, welche eine Dichte von 26 bis 30° B. besassen, zu einem steifen Teig angemengt und dann mit Hülfe von Messingformen in die Gestalt der sog. Stöckel gebracht, das sind abgestumpfte Kegel von 75 mm Höhe und 100 mm Breite an der Basis. Diese Stöckel wurden 3 Wochen lang an der Luft getrocknet und dann zu Rösthaufen vereinigt. Die Haufen erhielten eine

e von Grubenklein und darüber eine Decke von ausgelaugten Rinden Kernröstung. Beim Vorhandensein trockener Kernrinden wurden die- n bei kleinen Haufen direct als Decke verwendet (ohne die gedachte von Grubenklein). Bei Anwendung nasser Kernrinden anstatt des enkleins zogen die obersten Schichten der Stöckel die Feuchtigkeit ben an, wodurch ein Zusammenbacken derselben und eine un- ndige Sulfatisation veranlasst wurde. Die Röstung dauerte bei n Haufen 4 bis 5 Monate, bei grossen Haufen 10 bis 12 Monate. grösste Theil des Kupfers wurde durch dieselbe (bzw. durch die ung des Eisensulfats, welches in der Hitze in Schwefelsäure und oxyd verwandelt wird) in Kupfersulfat übergeführt.

Zu **Majdanpec in Serbien** (Berg- u. Hüttenm. Ztg. 1885 pag. 58) n Erze mit einem Kupfergehalt von weniger als 2 %, welche theils rglanz, theils geringe Mengen von Malachit und Rothkupfererz führten, m Verhältnisse von 12,5 Gew.-Th. oxydischen zu 9,5 Gew.-Th. kiesigen in zerkleinertem Zustande zusammengemengt und zu Ziegeln von ewicht gepresst. Die Erze enthielten, wie die nachstehende Zusammen- g des Erzgemenges ergiebt, so viel Sulfate und Feuchtigkeit, dass es Sulfat- oder Wasserzusatzes nicht bedurfte.

Cu_2S	= 1,05	SiO_2	= 18,32
$CuCO_3$	= 0,30	$MgSO_4$	= 4,56
Cu_2O	= 0,95	$Al_2(SO_4)_3$	= 3,51
Fe_2O_3	= 9,51	Al_2O_3	= 3;81
FeS_2	= 34,39	H_2O	= 16,00
H_2SO_4	= 1,02	As, Ag	Spur
$CaCO_3$	= 5,74		

Die Erze wurden, zu Haufen aufgeschichtet, 1 Monat lang getrocknet, dann in Haufen von 300 t bei einem Brennstoffaufwand von 7 t Buchen- tholz geröstet. Sie erhielten eine Decke von Grubenklein. Die ung, durch welche Schwefelkupfer, Kupferoxydul und Kupfercarbonat Kosten der bei der Zersetzung der Sulfate von Eisen und Thonerde e bei der Röstung des Pyrits entbundenen Schwefelsäure in Sulfat ver- delt wurden, dauerte 3 Monate. In dem inneren Theile des Rösthaufens le das Kupfer bis auf $^1/_8$ bis $^1/_4$ %, in dem äusseren Theile desselben auf $^1/_3$ bis $^3/_4$ % in Kupfersulfat umgewandelt.

Zu **Balan in Siebenbürgen** wird nach Flechner (Oesterreich. Zeit- ift 1882, pag. 355; 1883 pag. 455 u. 463) die sulfatisirende Flammofen- ung in Verbindung mit der vorgängigen Röstung der Erze in Stadeln aus- hrt. Die dortigen Erze enthalten 1,5 bis 2,3 % Kupfer, etwas Schwefel- und 78 bis 84 % Gangart. Die letztere besteht aus 52 bis 54 % elsäure, 20 bis 22 % Eisenoxydul und 5 bis 8 % Thonerde. Die Erze den in Mengen von 30 bis 40 t in Stadeln vorgeröstet, wobei $^1/_4$ des wefels entfernt wird, dann zerkleinert, mit Eisenvitriolmutterlauge von

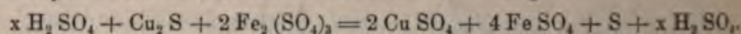
sulfatisirende Röstung der Erze der Verwandlung des Schwefelkupfers in Kupferoxyd vor. Sieht man daher vom Hunt-Douglas-Prozess ab, so wird 4 bis 6° Bé. zu einem Teig angemengt, zu Haufen von 15 bis 20 t vereinigt und in denselben einige Tage sich selbst überlassen, worauf sie in Flammöfen mit Gasfeuerung geröstet werden. Das Kupfer soll bis auf 0,4 bis 0,7 % in Sulfat verwandelt und ausgelaugt werden. Die Auslaugung erfolgt gleichfalls mit Mutterlaugen von der Fällung des Kupfers. Die ausgelaugten Erze werden der Verwitterung überlassen, um später nochmals ausgelaugt zu werden. Die Sulfatbildung soll am günstigsten sein, wenn die Röstpost 25 % Schwefelmetalle enthält.

Die Sulfatisation des Kupfers durch Erhitzen der Erze mit Eisennitrat.

Perrino schlägt vor, Kupferkiese mit Eisennitrat bei einer Temperatur zwischen 50 und 150° zu erhitzen. Hierdurch soll das Kupfer in Kupfersulfat übergeführt werden, während das Schwefeleisen nicht oxydirt wird. Die hierbei entstehenden nitrosen Dämpfe sollen durch Luft zu Salpetersäure oxydirt werden, welche letztere in Wasser aufgefangen und zur Regeneration des Eisennitrats angewendet werden soll. Dieser Prozess, welcher die Röstung vermeidet, hat bis jetzt noch keine Anwendung im Grossen gefunden. (Siehe Berg- und Hüttenm. Ztg. 1888 No. 20.)

Die Sulfatisation des Kupfers mit Hülfe von Ferrisulfat.

Wie schon oben erwähnt, wird Schwefelkupfer durch schwefelsaures Eisenoxyd in Sulfat verwandelt nach der Gleichung:



$$x\,H_2SO_4 + Cu_2S + 2\,Fe_2(SO_4)_3 = 2\,CuSO_4 + 4\,FeSO_4 + S + x\,H_2SO_4.$$

Dieser Prozess findet als Hülfsprozess beim Auslaugen der sulfatisirend gerösteten und verwitterten Erze Anwendung, indem in den Laugen stets grössere Mengen von schwefelsaurem Eisenoxyd enthalten sind und die Sulfatisation des Schwefelkupfers bzw. die Auflösung des Kupferoxyds befördern.

Eine selbstständige Anwendung hat das Ferrisulfat wegen seiner verhältnissmässig langsamen Wirkung für den eigentlichen nassen Weg noch nicht gefunden, dagegen ist es zur Zerlegung von Schwefelkupfer für den elektrometallurgischen Weg der Kupfergewinnung vorgeschlagen worden (siehe Seite 252).

Die Ueberführung des Schwefelkupfers in Oxyd.

Die Ueberführung des Schwefelkupfers in den Zustand des Oxyds ist grundsätzlich auszuführen, wenn das geröstete Erz dem oben beschriebenen Hunt-Douglas-Prozess unterworfen werden soll. Sie kann ferner vorgenommen werden, wenn Salzsäure oder Schwefelsäure zur Auflösung des Kupferoxyds zu sehr billigen Preisen zu haben sind. Aus ökonomischen Gründen zieht man indess die Ueberführung des Schwefelkupfers in Chlorkupfer durch Rösten der Erze mit Chlornatrium oder

die Ueberführung des Schwefelkupfers in Kupferoxyd nur noch ausnahmsweise unter besonderen Verhältnissen vorgenommen. Bei Hüttenproducten [illegible], wird häufiger eine Ueberführung des Schwefelkupfers in Kupferoxyd zum Zwecke der Auflösung des Kupfers in [illegible] vorgenommen (Freiberg). Auch für den [illegible] werden silberhaltige Kupfersteine in dieser Weise vorbereitet.

Die Ueberführung des Schwefelkupfers in Kupferoxyd findet durch eine Röstung der [illegible] in [illegible] oder, wenn man Schwefelsäure aus den Röstgasen gewinnen will, in [illegible] statt. Diese Oefen sind ebenso [illegible], wie sie schon bei der Kupfergewinnung auf trockenem Wege beschrieben [illegible]. Durch die Röstung der Erze in [illegible] wird der Zweck nur unvollständig erreicht, indem nicht alles Schwefelkupfer in Kupferoxyd übergeführt wird. —

Als Beispiel für die [illegible] Röstung behufs Bildung von Kupferoxyd mag [illegible] in den Vereinigten Staaten von Nord-Amerika angeführt werden, wo [illegible] Schwefelkiese in dreiheerdigen [illegible] abgeröstet werden. Auf jedem Heerde bleibt das Erz, welches in Zeiträumen von je [illegible] Stunden gewendet wird, 12 Stunden liegen. Die gerösteten Erze enthalten [illegible] Kupferoxyd und 4,15 % Kupfersulfat.

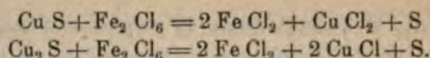
Die Ueberführung des Schwefelkupfers in Chlorkupfer, (Kupferchlorid bzw. Kupferchlorür.)

Die Verwandlung des Schwefelkupfers in Chlorkupfer kann sowohl auf nassem als auch auf trockenem Wege bewirkt werden.

Auf nassem Wege wird sie durch Behandlung der Erze mit Eisenchlorid oder mit Eisenchlorür und Salzsäure, auf trockenem Wege durch Rösten der Erze mit Kochsalz oder sogen. Abraumsalzen herbeigeführt. Der nasse Weg nimmt verhältnissmässig lange Zeit in Anspruch, während die Chloration auf trockenem Wege sehr rasch verläuft und ein verhältnissmässig hohes Ausbringen an Kupfer ergiebt. Man wird daher grundsätzlich den trockenen Weg der Chloration anwenden und den nassen Weg nur dann einschlagen, wenn die Kosten der Chloration auf trockenem Wege wegen theuren Brennmaterials sich zu hoch stellen oder wenn keinerlei Röstgase (trotz vorgängiger möglichster Condensation der Salzsäure) in die Atmosphäre entbunden werden dürfen.

Die Bildung des Chlorkupfers auf *nassem Wege.*

Die Verwandlung des Schwefelkupfers in *Chlorkupfer mit* Hilfe von Eisenchlorid steht in Rio tinto *(Spanien) für kupferhaltige* [illegible]felkiese mit durchschnittlich 2,68 % *Kupfer in Anwendung und ist* [illegible] Namen des Erfinders [illegible] *[illegible] bekannt. Die* [illegible] des Schwefel[illegible] *bzw. Kupferchlorür* nachsteh[illegible]



$$CuS + Fe_2Cl_6 = 2\,FeCl_2 + CuCl_2 + S$$
$$Cu_2S + Fe_2Cl_6 = 2\,FeCl_2 + 2\,CuCl + S.$$

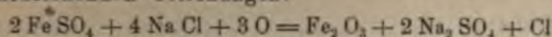
Man erhält eine Lösung, in welcher sich Kupferchlorid, Kupferchlorür (in Eisenchlorür gelöst) und Eisenchlorür befinden. Nach dem Ausfällen des Kupfers aus der Lauge durch Eisen lässt sich die verbleibende Eisenchlorürlösung durch Einleiten von Chlor in dieselbe wieder in Eisenchloridlösung überführen.

Das Erz wird in Steinbrechern zu Stücken von 1 ccm Grösse zerkleinert und dann zu 4 m hohen, 15 m langen und 15 m breiten Haufen vereinigt. Die Haufen erhalten ein System von in trockener Mauerung aufgeführten horizontalen (Sohlen-) und verticalen Canälen, gerade so wie die oben betrachteten für die Sulfatisirung des Kupfers bestimmten Haufen in Rio tinto. In die Haufen wird bei der Errichtung derselben ein Gemenge von Ferrisulfat und Seesalz in dem Verhältnisse eingestreut, dass sich beide Körper in Eisenchlorid und Natriumsulfat umsetzen. (Das Ferrisulfat findet sich in Rio tinto als Zersetzungsproduct von Schwefelkiesen und Eisenvitriollaugen.) Die Haufen werden nun mit Eisenchlorid enthaltenden Mutterlaugen benetzt, worauf die Einwirkung des Eisenchlorids auf das Schwefelkupfer in der dargelegten Weise erfolgt. Um eine möglichst gleichmässige Vertheilung der Flüssigkeit in den Haufen zu bewirken, sind auf denselben Holzreservoire von 10 m im Quadrat aufgestellt. Die mit Hülfe von Kautschuckpumpen auf die Haufen gebrachten Laugen durchdringen dieselben und fliessen am Fusse der Haufen ab, um in die Fällgefässe zu gelangen, in welchen die Ausfällung des Kupfers durch Eisen erfolgt. Nachdem das Eisenchlorür der Mutterlaugen durch Einleiten von Chlor in dieselben in Eisenchlorid verwandelt ist, werden diese Laugen wieder auf die Erzhaufen gebracht und von Neuem zum Auslaugen verwendet. Die von den Haufen in die Fällgefässe abfliessenden Laugen halten 5—7 kg Kupfer im Cubikmeter Lauge. In einem Zeitraum von 4 Monaten wird auf diese Weise die Hälfte des Kupfergehaltes der Erze in Chlorkupfer übergeführt und ausgelaugt (1,34 % vom Gewichte der Erze). Von dem weiteren Kupfergehalte der Erze werden im Laufe von 2 Jahren noch 0,86 % vom Gewichte derselben ausgezogen. Es bleiben im Rückstande noch 0,48 % Kupfer, welche man verloren giebt.

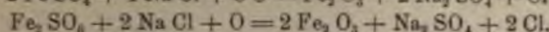
Die Rückbildung des Eisenchlorürs der Mutterlaugen in Eisenchlorid geschieht dadurch, dass man dieselben in feiner Vertheilung in einem mit Holzstücken, Quarz oder Koks gefüllten Thurme herabfallen lässt, in welchem chlorhaltige Gase in die Höhe steigen.

Das Chlor erzeugt man durch Erhitzen von Kochsalz mit Eisensulfat in einem Flammofen. Das Eisensulfat ist zur Hälfte als Ferrosulfat, zur Hälfte als Ferrisulfat vorhanden. Das erstere wird bei Luftzutritt im Flammofen in Ferrisulfat verwandelt. Die Grösse des Einsatzes beträgt 200 kg. Die Arbeitskammer des Ofens hat 3 Thüren, durch welche Luft in denselben eintritt. Ebenso tritt durch die hohle Feuerbrücke Luft in denselben ein

Die Umsetzung der Sulfate des Eisens mit dem Chlornatrium erfolgt ach den nachstehenden Gleichungen:



$$2\,\overset{*}{Fe}SO_4 + 4\,NaCl + 3\,O = Fe_2O_3 + 2\,Na_2SO_4 + Cl$$



$$Fe_2SO_6 + 2\,NaCl + O = 2\,Fe_2O_3 + Na_2SO_4 + 2\,Cl.$$

Bei diesen Reactionen entsteht stets auch eine gewisse Menge von alzsäure. Um dieselbe nach Möglichkeit in Chlor zu verwandeln, wird der Fuchsseite des Heerdes eine gewisse Menge Braunstein eingesetzt.

Die Flammofengase werden durch die gedachten Thürme geführt, in elchen das in ihnen enthaltene Chlor die Rückbildung des Eisenchlorids ewirkt.

Man hat auch in Rio tinto versucht, den Prozess der Chloration des upfers dadurch abzukürzen, dass man die Erze zuerst in besonderen efässen mit Eisenchloridlauge digerirt und sie dann zu Haufen vereinigt, elche man in der gedachten Weise behandelt. Durch das Digeriren mit isenchloridlauge gelang es, in 10 Tagen $^1/_3$ bis $^1/_5$ des Kupfergehaltes zu hloriren bzw. in Lösung zu bringen. Man hofft mit Hülfe dieses Mittels Verbindung mit der Chloration in Haufen die Chloration des Kupfers kürzerer Zeit (2 Jahren) bewirken zu können als durch die Chloration Haufen allein.

Bei dem Dötsch-Prozess wird der Schwefel des Schwefelkieses icht oder nur sehr wenig angegriffen, so dass sich das ausgelaugte Erz ch zur Schwefelsäurefabrication benutzen lässt.

Da der Dötsch-Prozess die Röstung vollständig umgeht, so kann er Frage kommen an Orten, wo die Fabrication von Schwefelsäure ausgeschlossen ist und wo gleichzeitig die Röstgase nicht in die Atmosphäre ntlassen werden dürfen.

Die Verwandlung des Schwefelkupfers in Chlorkupfer it Hülfe von Eisenchlorür und Salzsäure steht in Stadtberge Westfalen) in Anwendung.

Der Prozess beruht darauf, dass Salzsäure enthaltendes Eisenchlorür ei langem Verweilen an der Luft theilweise in Eisenchlorid und Eisenydroxyd verwandelt wird, welches letztere durch die Salzsäure gleichfalls Eisenchlorid übergeführt wird. Das Eisenchlorid wirkt in der oben argelegten Weise chlorirend auf das Schwefelkupfer ein, indem hierbei isenchlorür entsteht. Aus dem Erz wird das Chlorkupfer durch mit Salzsäure ngesäuerte Laugen ausgelaugt. Aus der so erhaltenen kupferhaltigen Eisenchlorürlauge wird das Kupfer durch Eisen ausgefällt. Die Mutterlauge wird heils zusammen mit Salzsäure von Neuem zur Chloration des Kupfers der Erze erwendet, theils zum Auslaugen des Chlorkupfers aus den Erzen benutzt.

Die Chloration des Kupfers geschieht durch Verwitternlassen der mit alzsäurehaltiger Eisenchlorürlösung durchtränkten und zu Haufen vereinigten Erze.

Die Stadtberger Erze stellen einen Kieselschiefer mit 2 bis $2^1/_2$% Kupfer dar, welcher das Kupfer grösstentheils als Kupferglanz, theilweise

aber auch als Sulfat (1/3) und zum geringeren Theile in oxydischem stande enthält. Eine Durchschnittsanalyse der Erze ergab die nachsteh Zusammensetzung:

SiO_2	74,28	P_2O_5	0,48
Al_2O_3	10,88	S	1,53
Fe	2,17	SO_3	0,155
Cu	2,328 (1,03% davon löslich in HCl)	CO_2	0,710
Ag	0,0025	H_2O	0,585
CaO	0,61	Glühverlust	6,510

Die Erze werden auf Steinbrechern vorgebrochen und dann du Walzen auf 1½ bis 2 ccm Grösse gebracht. Dann werden sie behufs Durchtränkens mit der Chlorationsflüssigkeit in mit Losböden aus I versehene, mit Thon umstampfte hölzerne Kästen, welche bis 100 t fassen, gebracht. Sie ruhen auf dem 15 cm über dem eigentlichen Bo befindlichen Losboden, welchen sie 9/10 m bis 1 m hoch bedecken. Chlorationsflüssigkeit wird mit Hülfe eines Schöpfrades auf die Erze bracht und erhält eine solche Höhe, dass sie dieselben bedeckt. I lässt die Flüssigkeit 3 Tage lang auf den Erzen stehen und verstärkt i Wirkung dadurch, dass man sie zeitweise abfliessen lässt und von Net auf die Erze hebt. Die Flüssigkeit besteht aus den Endlaugen von Kupferfällung (durch Eisen) und enthält im Liter:

Eisenchlorür	177,97 g
Eisenchlorid	2,64 -
Kupferchlorid	1,12 -
Chlornatrium	1,33 -
Chloraluminium	9,77 -
Calciumsulfat	7,88 -

Auf je 50 kg Erz setzt man zu dieser Flüssigkeit 2 kg Salzsäure 20° B. Zur Lösung der im Erze enthaltenen geringen Menge von Sil welches durch die Laugen in Chlorsilber verwandelt wird, setzt man Liter Lauge 200 g Kochsalz zu. Durch die Lauge werden Kupfersu und Kupferoxyd (bzw. Carbonat) aufgelöst, wodurch das Erz poröser besser geeignet für die dem Durchtränken folgende Verwitterung w Nach der gedachten 3tägigen Einwirkung der Lauge ist der Kupferge der Erze auf 1,2 bis 1,5% heruntergegangen. Die Lauge wird nun al lassen und dient zum Auslaugen des Chlorkupfers aus den verwitterten Er

Die mit der Chlorationsflüssigkeit durchtränkten Erze werden au schlagen, zu 3 m hohen Haufen vereinigt und dann 3 Monate lang Verwitterung überlassen, wobei eine Austrocknung der Haufen erfolgt. N Ablauf dieser Zeit ist der grösste Theil des Kupfers (bis auf 0,4%) Kupferchlorid, Kupferchlorür, Kupferoxychlorid und Kupfersulfat übe

gangen. Das Silber ist in Chlorsilber verwandelt. Die Erze werden nun mit salzsäurehaltigen Laugen (welche theilweise die abfliessenden Laugen von der Durchtränkung sind) bis auf 0,4% Kupfer ausgelaugt und dann auf einer Thonunterlage noch einer weiteren Verwitterung überlassen, wobei noch ein Theil Kupfer gewonnen wird.

Dieser Prozess gewährt ein gutes Ausbringen an Kupfer und veranlasst einen verhältnissmässig geringen Eisenverbrauch bei der Fällung (105 kg Eisen auf 100 kg Kupfer).

Die Bildung des Chlorkupfers auf trockenem Wege.

Diese Methode findet gegenwärtig in Europa vielfach Anwendung zur Gewinnung des Kupfers aus kupferhaltigen Pyriten von einem nicht zu hohen Kupfergehalt (3 bis 8%). Sie besteht in einer oxydirenden Röstung der Erze, welche in Schachtöfen ausgeführt wird, wenn die entwickelte Schweflige Säure auf Schwefelsäure verarbeitet werden soll, und in einer darauf folgenden chlorirenden Röthtung derselben in Flammöfen oder Muffelöfen mit Chlornatrium oder sogen. Abraumsalzen, wodurch das Kupfer zum grössten Theile in Kupferchlorid und nur zu einem geringen Theile in Kupferchlorür verwandelt wird. Das Chlorkupfer wird ausgelaugt. Aus der Lauge wird das Kupfer durch Eisen gefällt.

Dieses Verfahren ist schon früher von Longmaid, Schaffner, Becchi und Haupt vorgeschlagen worden, hat aber erst durch die im Grossen ausgeführten Versuche von Henderson, Phillips, Tennant und Anderen Verbreitung in England erlangt, wo es auf die kupferhaltigen Kiese aus Portugal und Spanien angewendet wurde, und ist dann erst nach Deutschland, Oesterreich, Belgien und Schweden verpflanzt worden. Es steht gegenwärtig in England (Tyne-District und Süd-Lancashire), Belgien (Hemixem bei Antwerpen), Schweden (Atvidaberg und Fahlun), Deutschland (Duisburg, Königshütte O.-S., bis vor einigen Jahren auch Oker), Oesterreich-Ungarn (Aussig in Böhmen, Wittkowitz bei Mährisch-Ostrau) in Anwendung. Besonders wichtig ist es für spanische, portugiesische, norwegische und ungarische Pyrite mit einem durchschnittlichen Kupfergehalte von 3 bis 4%. Dieselben werden zuerst von den Schwefelsäurefabriken auf 3 bis 4% Schwefel abgeröstet, wobei die entwickelte Schweflige Säure zur Herstellung von Schwefelsäure dient, und dann an die Kupferwerke oder an Eisenwerke abgegeben. Dieselben gewinnen aus den Abbränden das Kupfer in der gedachten Art. Die hauptsächlich aus Eisenoxyd bestehenden Rückstände werden von den Eisenwerken zur Herstellung von Eisen benutzt.

Ueber das Verfahren in England sind Mittheilungen gemacht von Clapham (Chem. News XXIII, 26, Wagner's Jahresberichte f. 1871, 134) Wedding und Ulrich (Preuss. Minist. Zeitschr. XIX, 298); Lunge, (Dingl. Journal CCIV, 288; CCXIV, 466; CCXV 54 und 229; CCXIX 323; Wagner's Jahresberichte f. 1872, 170; 1875, 188 und 307; 1876, 175; Handbuch

Die Temperatur darf nicht über schwache Rothglut hinausgehen, weil andernfalls zu grosse Mengen von Kupferchlorid verflüchtigt werden. Trotz aller Vorsichtsmaassregeln ist aber weder die Bildung von Kupferchlorür und Kupferoxyd noch die Verflüchtigung geringer Mengen von Kupferchlorid zu vermeiden.

Die Röstgase von der chlorirenden Röstung enthalten Schweflige Säure, Salzsäure und Chlor und müssen desshalb unschädlich gemacht werden. Man leitet dieselben in mit säurefesten Steinen oder bei Muffelöfen auch in mit Koks gefüllte Thürme, in welchen Wasser herabrieselt. Dasselbe fängt sowohl die schädlichen Gase als auch das verflüchtigte Kupferchlorid auf. Die Thürme bestehen am besten aus Mauerwerk, welches aus mit Theer getränkten Sandsteinplatten aufgeführt wird, und sind durch Thonrohre oder Bleirohre, welche vom oberen Theile derselben ausgehen, mit gut ziehenden Essen verbunden.

Die Oefen, in welchen die Röstung mit Kochsalz resp. Abraumsalzen ausgeführt wird, sind entweder Flammöfen oder Gefässöfen. Die Flammöfen erfordern weniger Brennstoff als die Gefässöfen, liefern aber die aus den abziehenden Gasen zu condensirenden Säuren in stark verdünntem Zustande. Sie besitzen entweder eine feststehende oder eine theilweise bewegliche Arbeitskammer und werden entweder durch gewöhnliche Rostfeuerung oder durch Gasfeuerung geheizt. Die Röstöfen fassen 2—3 t Beschickung, welche 13 bis 15 cm hoch liegt. Die Röstzeit beträgt 8 bis 12 Stunden.

Ein Flammofen mit feststehender Arbeitskammer und Rostfeuerung, wie sie auf den Werken der Bede Metal Company zu Hebburn-on-Tyne in England in Anwendung stehen, ist in den nachstehenden Figuren 135 bis 138 abgebildet.

Diese Oefen sind dadurch charakterisirt, dass sich von der Feuerbrücke aus ein Schutzgewölbe bis fast in die Mitte des Ofens erstreckt, welches eine zu starke Erhitzung der zunächst der Feuerung liegenden Erztheile verhindert. r ist die Rostfeuerung. Die Flamme tritt von derselben zunächst in den Raum zwischen dem Schutzgewölbe s und dem Hauptgewölbe h und von dort in den Arbeitsraum A. Am Ende desselben gelangen die Feuergase in den absteigenden Fuchs f und aus diesem in 8 sich unter der Ofensohle hinziehende Canäle k. Nachdem sie auf dem Wege durch dieselben die Ofensohle geheizt haben, treten sie in einen unterirdischen Canal u, welcher sie zum Säurecondensator führt. t t sind die Arbeitsthüren; p ist eine Eisenpfanne zur Vorwärmung der Beschickung und l l sind Lutten zum Einführen des Gemenges von Erz und Salz in den Ofen. Diese Oefen fassen 2,8 t Beschickung. Die Röstung in denselben dauert 8 Stunden.

Ein Flammofen mit feststehender Arbeitskammer und Gasfeuerung ist in den nachstehenden Figuren 139 und 140 dargestellt.

Derartige Oefen stehen in Lancashire (Widnes) in Anwendung und


Fig. 135.

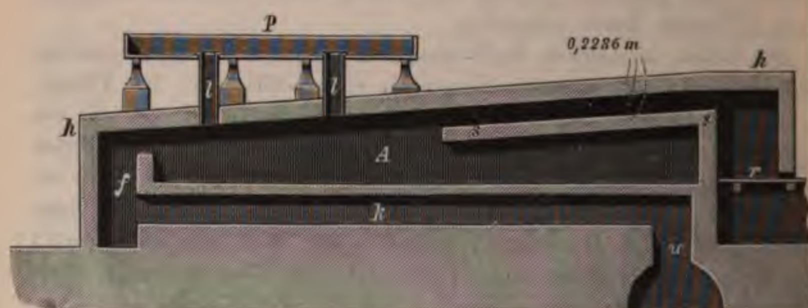


Fig. 136.

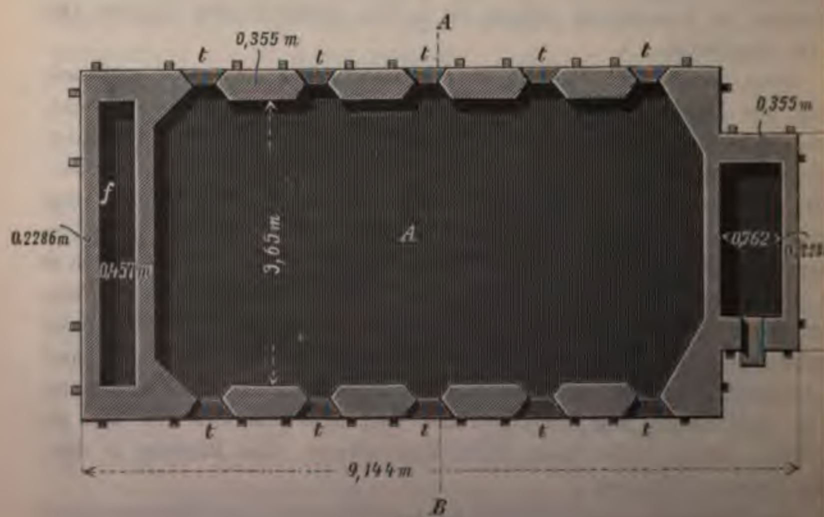


Fig. 137.

wurden früher auch in Oker benutzt. Die Gasfeuerung wurde an dem letzteren Orte später in Rostfeuerung umgeändert. (Gegenwärtig ist der



Fig. 138.

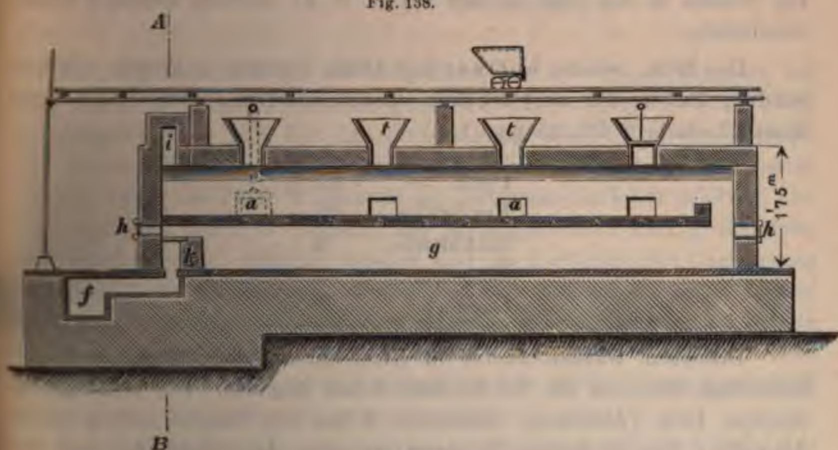


Fig. 139.

Schnitt AB

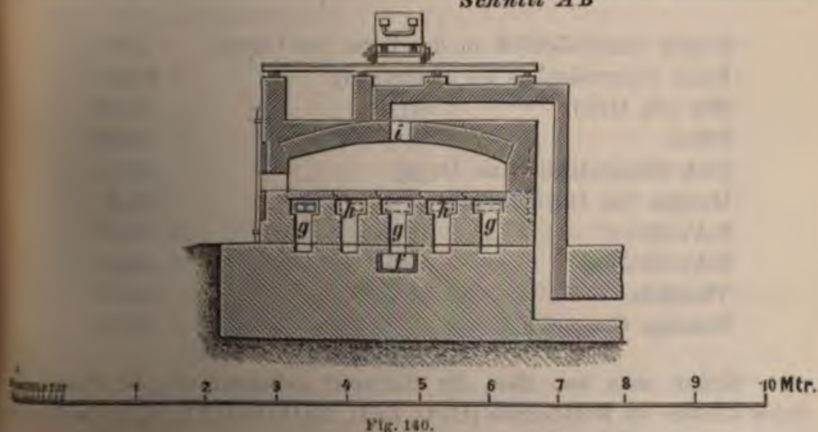


Fig. 140.

abgeworfen, weil nicht mehr hinreichende Mengen von Durchführung desselben angeliefert werden.)

Aus dem Gasgenerator, welcher auf den Abbildungen nicht sicl ist, strömt das Gas durch einen sich über die ganze Breite des Ofen: streckenden Canal k in fünf unter der Heerdsohle hinlaufende Canä Hier wird es durch atmosphärische Luft, welche durch die mit Hülfe Schiebern verschliessbaren Oeffnungen h eintritt, verbrannt. Die Fla zieht zuerst in den Canälen g unter der Heerdsohle hin und gelangt in den Arbeitsraum. Am Ende desselben treten die Feuergase durch Fuchs i in einen Canal, welcher sie in einen mit Koks gefüllten Tl führt, wo sie von den schädlichen Gasen und dem verflüchtigten Ku chlorid befreit werden, und gelangen dann in die Esse. Die Oefen besi 4 Arbeitsöffnungen a an jeder langen Seite des Ofens und 4 Aufgebetricht Der Einsatz in den Ofen beträgt 2,5 t. In 24 Stunden werden 2 Eins verarbeitet.

Die Erze, welche in Oker mit Hülfe des nassen Weges verarb wurden, hatten die nachstehende Zusammensetzung (Bräuning, Pr Minist. Zeitschrift Bd. 25 pag. 156):

Pyrit	60 %
Kupferkies	23 -
Zinkblende	6 -
Bleiglanz	2 -
Gangart	9 -

Dieselben wurden zuerst in Kiesbrennern abgeröstet, welche Schweflige Säure an die Schwefelsäurefabrik abgaben. Die erhaltenen rösteten Erze (Abbrände) enthielten 6 bis 9 % Kupfer und 5 bis Schwefel. Die chemische Zusammensetzung der Abbrände nach Durchschnitte einer einmonatlichen Betriebsperiode war die nachstehe

Kupfer (hauptsächlich in der Form des Oxyds)	7,83 %
Eisen (hauptsächlich als Eisenoxyd)	40,53 -
Blei (als Oxyd)	2,09 -
Silber	0,008 -
Zink (hauptsächlich als Oxyd)	1,95 -
Mangan (als Oxyduloxyd)	0,40 -
Schwefel	3,80 -
Schwefelsäure	9,51 -
Thonerde	4,43 -
Sonstige Gangarten	11,65 -

Nimmt man an, dass der Schwefel grösstentheils an Eisen, Schwefelsäure an Metalloxyde ($Cu\,O$, $Zn\,O$, $Ca\,O$, $Fe\,O,Fe_2\,O_3$) gebunde so dürfte die nähere Zusammensetzung der Abbrände die folgende se

Kupferoxyd	9,80 %
Eisenoxyd	53,14 -
Schwefelkies	7,13 -
Bleioxyd	2,25 -
Silber	0,008 -
Zinkoxyd	2,43 -
Manganoxyd	0,57 -
Schwefelsäure	9,51 -
Thonerde	4,43 -
Sonstige Gangarten	11,65 -
	100,918%

Die Abbrände wurden, mit 15% Stassfurter Abraumsalz gemengt, auf lermühlen zu 2 mm Korngrösse gemahlen. Die tägliche Leistung eines lerganges betrug 15 t Erz und die entsprechende Menge von Abraum-:. In einen Ofen wurden 2,5 t des gemahlenen Gemenges eingesetzt. sselbe wurde innerhalb 4 Stunden auf schwache Rothglut erhitzt. Als-n wurde die Masse 5 Stunden lang bei abgestelltem oder gedämpftem er durchgekrählt, während welcher Zeit die Luftcanäle der Gasfeuerung ngehalten wurden, um die Luft auf die Massen einwirken zu lassen. rauf wurde das Erz aus dem Ofen gezogen, welcher nach der Entleerung Neuem besetzt wurde. (In 24 Stunden wurden 5 t Abbrände verar-tet.) Der Brennstoffverbrauch betrug 10 bis 12 Proc. an Steinkohlen n Gewichte der chlorirend gerösteten Erze.

Die Zusammensetzung der chlorirend gerösteten Erze (bei 20% Zu-lag von Abraumsalzen) war nach den Ermittelungen im Laboratorium Oker die nachstehende:

$CuCl_2$	8,17	in Wasser löslich
$AgCl$	0,006	
$FeCl_2$	1,38	
$ZnCl_2$	3,42	
$MnCl_2$	1,71	
$NiCl_2$	0,15	
$CaCl_2$	3,17	
$Al_2(SO_4)_3$	0,56	
$MgSO_4$, $CuSO_4$, Na_2SO_4	20,50	

CuO	3,18	in Wasser unlöslich
Cu_2S	0,03	
$PbSO_4$	1,26	
Fe_2O_3	47,91	
Fe_2SO_6	1,02	
FeS_2	1,18	
Al_2O_3	0,44	
ZnO	0,46	
$CaSO_4$	1,19	
Unlöslich in Säuren	3,19	in Säuren unlöslich

Als Durchschnittsergebniss hat sich herausgestellt, dass von dem Erzen enthaltenen Kupfer nach der chlorirenden Röstung 75 % in löslich waren (Kupferchlorid und neutrales Kupfersulfat), 20 % i dünnten Säuren (Kupferchlorür, Kupferoxychlorid, Kupferoxyd, bas Kupfersulfat) und 5 % in Königswasser (Halbschwefelkupfer).

Die Anstalt zu Oker war im Interesse des bequemen Transport festen Massen und Flüssigkeiten terrassenförmig angelegt. Die Disp derselben ist aus den nachstehenden Figuren 141 bis 145 (Bräuning, Minist. Zeitschr. Band 14 Tafel 7) zu ersehen. Im obersten Nive der Beschickungsboden a, auf welchem die Abbrände und das Salz g wurden, welche auf den beiden Kollermühlen b gemahlen wurden. Betrieb der letzteren erfolgte durch eine Maschine c von 12 Pferdek Die gemahlene Beschickung wurde auf Schienenbahnen (sogen. Hundsl in die Aufgebetrichter der Röstöfen (3) d gebracht. Das für die H derselben erforderliche Gas wurde in den Generatoren e erzeugt. Di brennungs- und Röstgase gelangten aus den Oefen durch die Füchs den Säurecondensator (Koksthurm) k und dann in die Esse y, in gleichzeitig die Feuergase der Dampfkessel r zum Betriebe der ged Dampfmaschine, zum Erwärmen der Laugen und zum Heben der vermittelst Injectoren eintraten.

Die gerösteten Erze wurden in den mit Blei ausgeschlagenen Kä ausgelaugt. Die erhaltenen Laugen wurden in den Fällkästen o, gleichfalls mit Blei ausgeschlagen waren, durch Eisen entkupfert. Z schleunigung der Fällung wurden die Laugen durch directen Wasser erwärmt. Die entkupferten Laugen wurden in Behälter p p einge aus welchen sie durch Injectoren wieder auf die Auslaugegefässe g werden konnten. Die in dem Koksthurm durch Wasser aufgefangene ver Säure wurde in besonderen Behältern erwärmt und diente zum Nach (Auflösen von Kupferchlorür und Kupferoxyd) der Erze.

Ein Flammofen mit beweglichem (rotirendem) Heerd und Rostfeu der Ofen von Gibbs und Gelstharpe, von welchem 12 Exempla den Be[illegible] —rks neben dem

feuerung in Anwendung stehen, ist in den Figuren 146 bis 149 dargestellt (Lunge, Sodaindustrie I pag. 555).

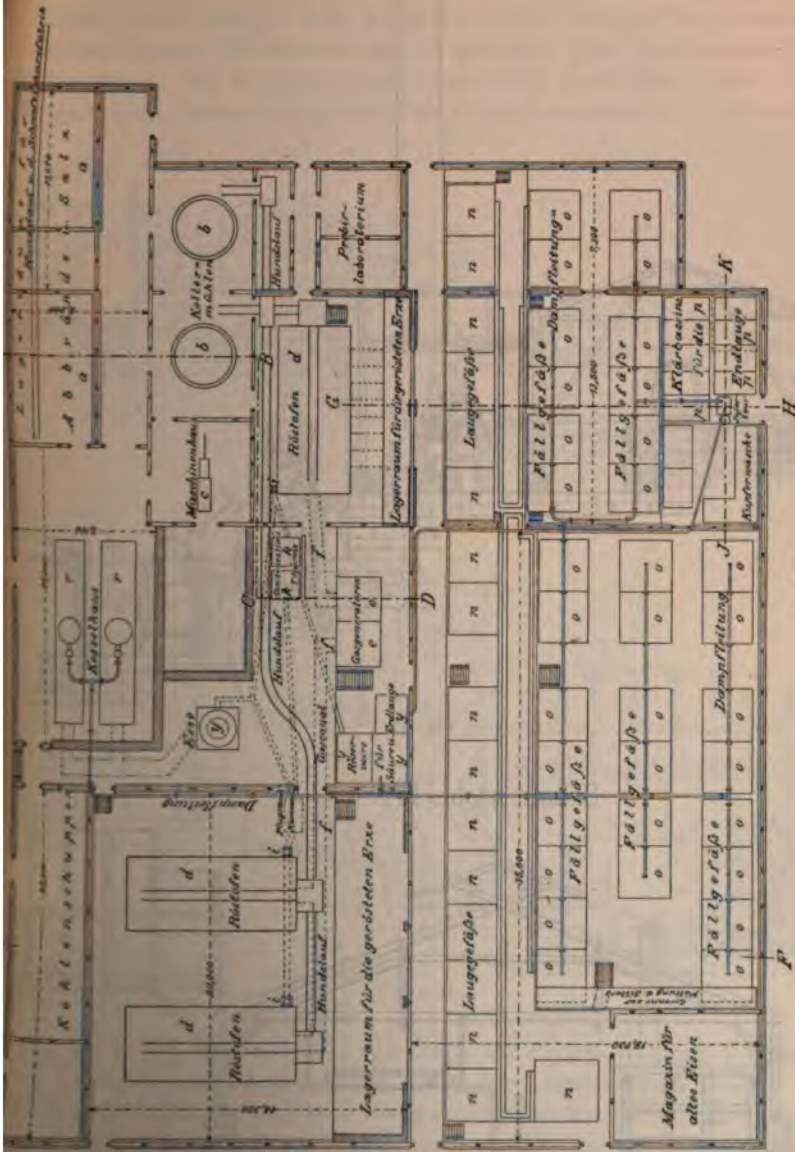


Fig. 141.

Der bewegliche Heerd wird durch eine kreisrunde Pfanne z z aus
gebildet, welche ein Futter y aus feuerfesten Steinen besitzt.
auf einer stehenden Welle w, welche in einem im Boden

Schnitt nach ABCD

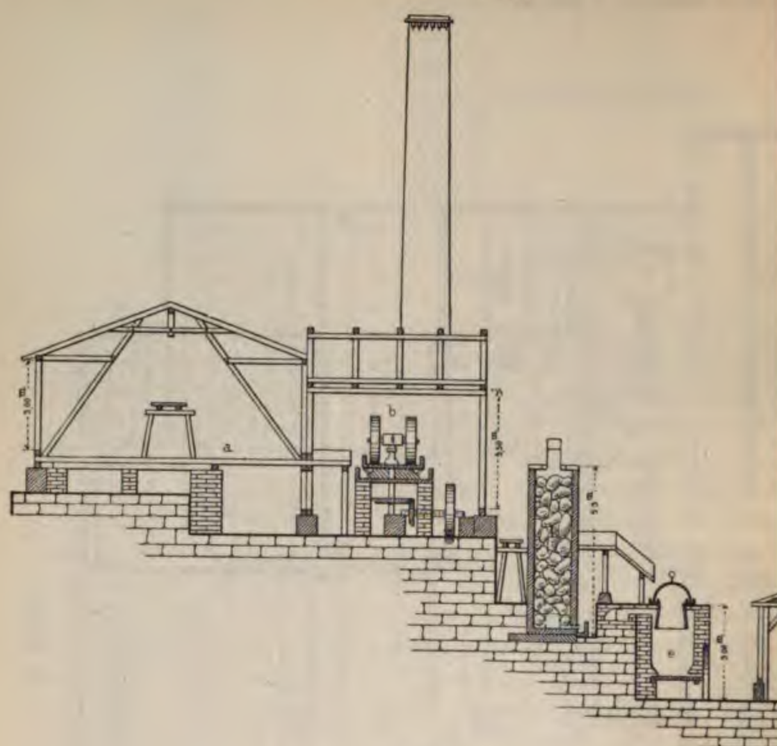


Fig. 142.

Schnitt nach JK.

Injecteurleitung

Fig. 143.

angebrachten Zapfenlager steht und ausserdem noch durch eine Büchse geführt wird, welche ihrerseits durch die beiden gebogenen Eisenrohre x gestützt wird. Das Zapfenlager, in welchem sich die in einen Spurzapfen endigende Welle bewegt, wird durch eine kleine, von der Hauptmaschine betriebene Pumpe fortwährend mit Oel gespeist. (Das überfliessende Oel läuft zurück.) Die Bewegung des Heerdes wird durch eine in eine Nuth der gedachten Pfanne eingreifende Kette ohne Ende bewirkt. Die letztere

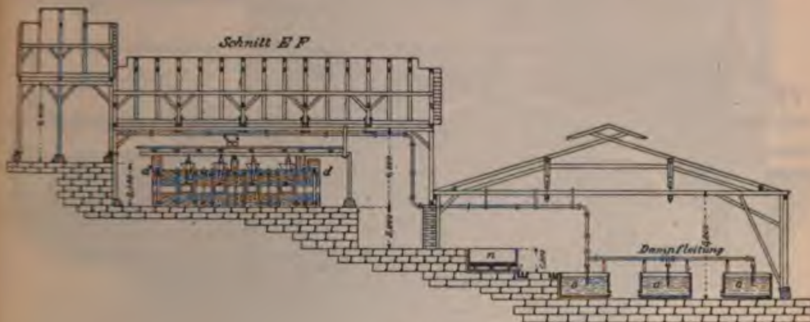


Fig. 144.

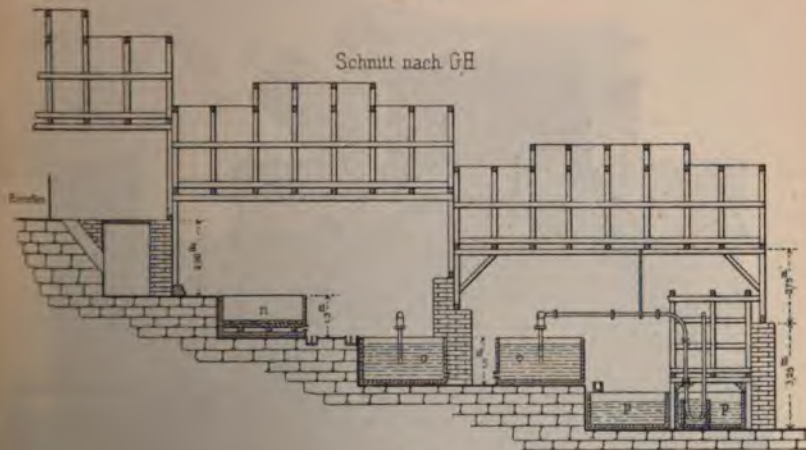


Fig. 145.

wird durch die Betriebswelle v mit Hülfe der Leitrollen u und T bewegt. Der bewegliche Heerd bildet den Boden der Arbeitskammer, welche als Decke das Gewölbe s und als Seitenwandung das Mauerwerk r hat. R ist die Rostfeuerung und M der Fuchs, durch welchen die Röst- und Feuergase in den Säurecondensationsthurm geführt werden. Zwischen der Peripherie der Pfanne und dem Seitenmauerwerk des Ofens ist ein Zwischenraum von 25 mm Weite gelassen. Derselbe gestattet eine freie Bewegung des 'ässt der für die Röstung erforderlichen Luft freien Zutritt

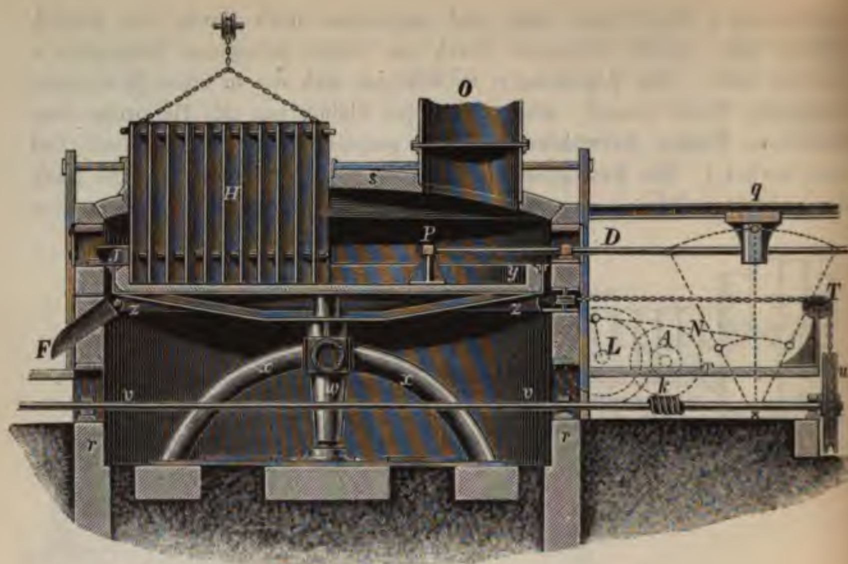


Fig. 146.

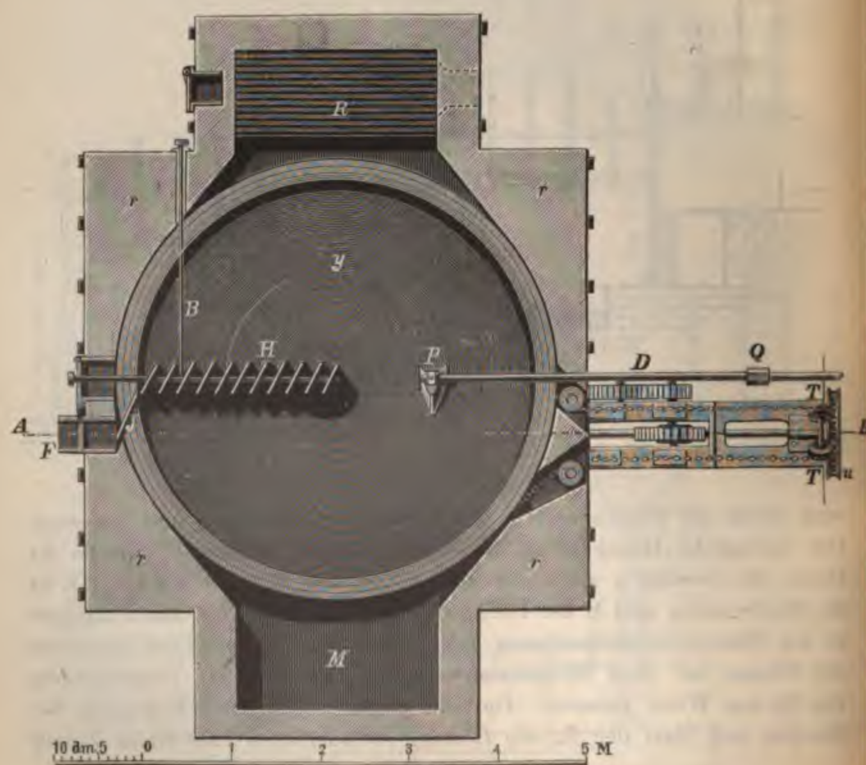


Fig. 147.

zum Heerde. Die Beschickung wird durch die verschliessbare, mit einem Rumpfe versehene Oeffnung O im Gewölbe auf den Heerd gebracht. Das Durchkrählen der Beschickung geschieht durch den an einer Stange befestigten Pflug P, welcher sich in radialer Richtung langsam vorwärts und rückwärts bewegt. Durch die gleichzeitige Drehung des Heerdes und die Bewegung

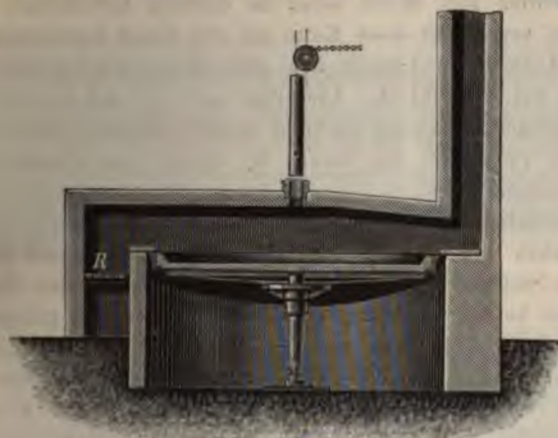


Fig. 148.

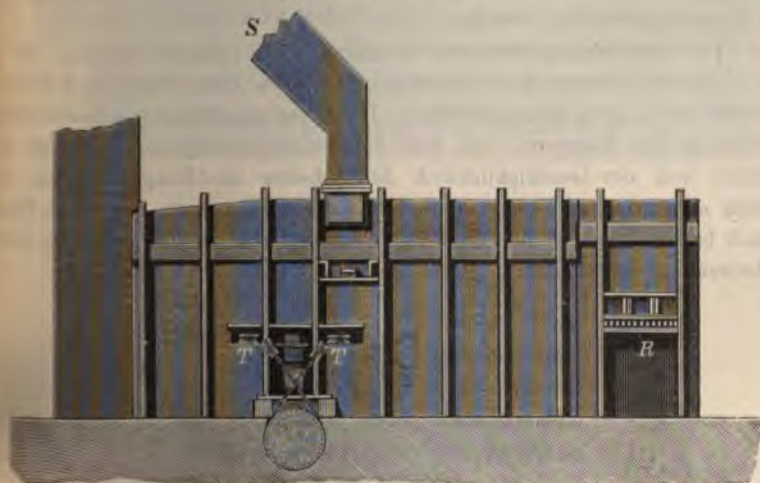


Fig. 149.

des Pfluges, welcher während einer einmaligen Umdrehung des Heerdes nur einmal vom Mittelpunkte des Heerdes nach der Peripherie desselben oder umgekehrt vorrückt, wird das Röstgut hinreichend durchgerührt und mit der Luft in Berührung gebracht. Die Bewegung des Pflugs erfolgt durch die Schnecke k, welche die Zahnräder A bzw. L bewegt. Das Zahnrad L überträgt seine Bewegung mit Hülfe einer Kurbelwarze und

der Bleuelstange N auf einen Hebelarm, welcher mit Hülfe des Querhauptes die an dem letzteren befestigte Pflugstange D beziehungsweise den Pflug in eine hin- und hergehende Bewegung versetzt.

Die Entleerung des Ofens geschieht mit Hülfe eines Gitters H welches während der Röstung über dem Ofengewölbe hängt und, falls e gebraucht werden soll, durch einen im ersteren befindlichen verschliess baren Schlitz vermittelst einer Kette auf den Heerd herabgelassen werde kann. Das Gitter nun besteht aus einer Reihe sehr starker, parallele Eisenplatten aus Kesselblech. Dieselben sind fest mit einander verbunde und so angeordnet, dass sie im Ofen schief (diagonal) stehen. In diese Lage werden sie durch die Stange B, welche von aussen eingeschobe wird, festgehalten.

Sobald sich der Heerd dreht, wird das Erzpulver durch die Zwischen räume zwischen den einzelnen Platten durchgeschoben und tritt in Folg der schiefen Stellung der Platten so aus, dass es vor den Zwischenrau zwischen den beiden folgenden, nach der Peripherie zu gelegenen Platte geschoben wird. Von dort wird es bei der nächsten Umdrehung de Heerdes wieder weiter nach der Peripherie hin geschoben, bis es schliess lich an der vor der Arbeitsöffnung befindlichen Platte J J ankomm dann an derselben vorbei in die Rinne F und aus dieser in einen Samme raum ausserhalb des Ofens gelangt. Der gusseiserne Pflug muss all 14 Tage ausgewechselt werden.

12 Oefen dieser Art werden durch zwei Dampfmaschinen von j 18 effectiven Pferdestärken betrieben. In einem Ofen werden in 9 Stunde 5 t Erz mit 7 $1/2$ % Salz abgeröstet. Die Oefen gestatten eine gleichmässig Erhitzung des Röstgutes und eine vollkommene Röstung, indem sie de Betrieb von der Geschicklichkeit der Arbeiter unabhängig machen. Si liefern eine grössere Menge in Wasser löslicher Salze als die durch Hand arbeit betriebenen Oefen. Nach Gibb enthielt das in den gedachten Oefe chlorirend geröstete Erz:

	Procent	Kupfer %
Kupferchlorid	6,70	3,15
Kupferchlorür	0	—
Kupferoxyd	0,32	0,25
Chlornatrium	0,90	—
Natriumsulfat	14,03	
Unlösliches Kupfer	—	0,13
Total Kupfer		3,53

Ein Muffelofen, wie er auf den Werken der Tharsis Sulphur an Copper Company in Anwendung steht, ist aus den Figuren 150 bis 15 ersichtlich.

R R sind zwei Roste; W ist die Muffel. Die Flamme zieht in de Canälen v zuerst über der Muffel hin, fällt dann abwärts und zieht in de Canälen z z in umgekehrter Richtung unter der Muffel hin, um dan

nach abermaliger Umkehrung ihrer Richtung in zwei Zweigen durch die Canäle x x und durch den senkrechten Canal y in den Essencanal o zu ziehen. Die Röstgase, welche Chlor und Salzsäure enthalten, treten aus der Muffel durch den Fuchs d und den senkrechten Canal p in den Canal u,



Fig. 150.



Fig. 151.



Fig. 152.

welcher sie in mit Wasser berieselte Condensationsthürme führt. a a sind Arbeits-, Luftzuführungs- und Ausziehöffnungen an beiden langen Seiten der Muffel. Auf dem Ofen ist eine eiserne Schaale angebracht, in welcher das zu röstende Gemenge von Erz und Salz vorgewärmt wird.

In derselben befinden sich eine Reihe von verschliessbaren nungen w, durch welche die Beschickung in senkrechte Canäle un diesen in die Muffel gelangt. Diese Oefen erfordern $1^1/_2$ bis 2 mal s Brennmaterial als die Flammöfen, gestatten aber eine sicherere Le des Betriebes und liefern concentrirtere Röstgase. Die Röstzeit d 12 Stunden. Man röstet zuerst 9 Stunden lang mit 12 % Salzzusatz dann noch 3 Stunden lang unter weiterem Zusatz von 8 % Salz.

Nach Gibb enthält das Röstgut bei den Muffelöfen:

	Procent	Kupfer %
Kupferchlorid	4,25	2
Kupferchlorür	0,35	0,21
Kupferoxyd	0,88	0,70
Chlornatrium	3,40	—
Natriumsulfat	17,40	—
Unlösl. Kupfer	—	0,12
Total Kupfer		3,03

Die Flüssigkeit, welche in den oben erwähnten Condensationsthü (für 12 Oefen genügt ein Thurm von 2,5 m Seite und 12 bis 15 m E erhalten wird, besteht aus verdünnter Salzsäure und Schwefelsäure. Schweflige Säure der Röstgase wird durch das Chlor in Schwefelsäure wandelt). Dieselbe wird zum Auflösen von Kupferchlorür und Kupfer aus dem Röstgase benutzt.

In Königshütte in Oberschlesien stehen Muffelöfen mit einer S und Rostfeuerung in Anwendung. Die grösseren Oefen besitzen 967 2910 = 28,34 qm Heerdefläche, die kleineren Oefen 9600 × 2200 m 21,12 qm Heerdfläche. In denselben werden Abbrände von Rio tinto-K mit 5 % Kupfer und 3 bis 4 % Schwefel mit 10—12 % Kochsalz gerö Der Einsatz mit Einschluss des Salzes beträgt bei den grösseren C 4,2 t, bei den kleineren Oefen 2,5 t. Derselbe wird in 9 Stunden gerö Die ganze Dauer des Prozesses mit Einschluss des Einsetzens und ziehens beträgt $9^1/_2$ bis 10 Stunden. Der Brennstoffverbrauch be 27 bis 30 % vom Gewichte der gerösteten Erze. Die Röstgase we durch einen mit Wasser beträufelten Koksthurm geleitet, in welchem C und Salzsäure aufgefangen werden. Die erhaltenen sauren Laugen di zum Auflösen der im Röstgut enthaltenen, in Wasser unlöslichen Ku verbindungen.

b) Die Lösung des Kupfers aus den Erzen.

Lösung des Kupfers als Sulfat.

Die Lösung des in den Zustand des Sulfats übergeführten Ku aus den Erzen geschieht in der nämlichen Weise, wie es bereits Seite 210 bei den kupfersulfathaltigen Erzen dargelegt ist.

In Rio tinto und Tharsis sind die Behälter zum Auslaugen d von der beschriebenen Weise erhaltenen Kupfersulfats aus Mauerwerk

gestellte cementirte Kästen von 30 m Länge, 10 m Breite und 1,5 m Tiefe, mit einem aus Bohlen hergestellten falschen Boden. Die Lauge läuft durch die zwischen den Bohlen gelassenen Fugen auf den eigentlichen geneigten Boden der Kästen und tritt durch in den beiden Ecken der tieferen Seite des Bodens angebrachte Zapflöcher in Klärgefässe aus. Man laugt zuerst mit Wasser, welches das Erz vollständig bedeckt. Man lässt das erste Wasser, je nach dem Gehalte der gerösteten Erze an Kupfersulfat, 2 bis 6 Stunden auf denselben stehen. Bei den folgenden Laugungen bleibt das Wasser 8—10 Stunden auf den Erzen stehen. Die Zahl der Laugungen beträgt gewöhnlich 5—6, kann aber auch noch weiter gehen. Die verschiedenen Laugen vereinigen sich in dem erwähnten Klärbehälter. Der durchschnittliche Kupfergehalt der vereinigten Laugen beträgt 5—10 kg im cbm. Die ausgelaugten Erze enthalten noch 0,4 bis 0,5% Kupfer im Zustande der Schwefelverbindung.

Zu Agordo (Italien) wurden Kernerzrinden in Holzkästen von 40 bis 50 cbm Inhalt ausgelaugt. Man laugte erst mit schwachen, dann mit stärkeren Laugen aus und liess die Laugen je 24 Stunden auf den Erzen stehen. Die reichen Laugen hatten eine Dichte von 31—34° B., die armen von 14—15°. Nach dreimaligem Auslaugen wurden die Rückstände zur Bedeckung der Kernerz-Röstbaufen verwendet und dann einer weiteren wiederholten Auslaugung unterworfen. Darauf wurden die Rückstände gesiebt. Die feineren Theile derselben wurden mit 0,25—0,50% Kupfergehalt abgesetzt, während die gröberen Theile nochmals zum Bedecken der Röstbaufen und nach erfolgter Röstung zum Auslaugen gelangten.

Lösung des Kupferoxyds.

Die Auflösung des aus Schwefelkupfer gebildeten Kupferoxyds geschieht, in der nämlichen Weise, wie es oben (Seite 201) bei den kupferoxydhaltigen Erzen dargelegt worden ist. Man wendet verdünnte Säuren oder Eisenchlorür als Lösungsmittel an.

Zu Ore Knop (Nord-Carolina in den Vereinigten Staaten) wurden die oxydirend gerösteten Erze, welche 7,75% Kupferoxyd und 4,15% Kupfersulfat enthielten, in hölzernen, mit conisch erhabenem Boden versehenen Fässern von 2 m Durchmesser und 1,6 m Höhe mit Eisenchlorürlösung von 22° B. behandelt. Der Einsatz in die Fässer betrug $1^1/_2$ t. Die Lauge (1500 Gallonen), welche 50—75 mm über dem Erzpulver stand, wurde durch Einleiten von Wasserdampf auf 70° C. erhitzt, 8 Stunden lang mit dem Erz umgerührt und nach 4stündigem Absitzenlassen abgezogen.

Auch hat man Fässer mit ebenem Boden, auf welchem als Filter eine Sandschicht und darüber eine Lage Koks ruhte, angewendet. Man liess in diesem Falle die Lauge 4 Tage auf dem Erze stehen.

Lösung des Chlorkupfers.

Das auf nassem Wege mit Hülfe von Eisenchlorid aus dem Schwefelkupfer gebildete Chlorkupfer (Dötsch-Prozess) wird durch öfteres

In derselben befinden sich eine Reihe von verschliessbaren (nungen w, durch welche die Beschickung in senkrechte Canäle und diesen in die Muffel gelangt. Diese Oefen erfordern $1^1/_2$ bis 2 mal so Brennmaterial als die Flammöfen, gestatten aber eine sicherere Lei des Betriebes und liefern concentrirtere Röstgase. Die Röstzeit d 12 Stunden. Man röstet zuerst 9 Stunden lang mit 12 % Salzzusatz dann noch 3 Stunden lang unter weiterem Zusatz von 8 % Salz.

Nach Gibb enthält das Röstgut bei den Muffelöfen:

	Procent	Kupfer %
Kupferchlorid	4,25	2
Kupferchlorür	0,35	0,21
Kupferoxyd	0,88	0,70
Chlornatrium	3,40	—
Natriumsulfat	17,40	—
Unlösl. Kupfer	—	0,12
Total Kupfer		3,03

Die Flüssigkeit, welche in den oben erwähnten Condensationsthü (für 12 Oefen genügt ein Thurm von 2,5 m Seite und 12 bis 15 m I erhalten wird, besteht aus verdünnter Salzsäure und Schwefelsäure. Schweflige Säure der Röstgase wird durch das Chlor in Schwefelsäur wandelt). Dieselbe wird zum Auflösen von Kupferchlorür und Kupfe aus dem Röstgase benutzt.

In Königshütte in Oberschlesien stehen Muffelöfen mit einer und Rostfeuerung in Anwendung. Die grösseren Oefen besitzen 9(2910 = 28,34 qm Heerdefläche, die kleineren Oefen 9600 × 2200 = 21,12 qm Heerdfläche. In denselben werden Abbrände von Rio tinto-I mit 5 % Kupfer und 3 bis 4 % Schwefel mit 10—12 % Kochsalz ge Der Einsatz mit Einschluss des Salzes beträgt bei den grösseren 4,2 t, bei den kleineren Oefen 2,5 t. Derselbe wird in 9 Stunden ge Die ganze Dauer des Prozesses mit Einschluss des Einsetzens un ziehens beträgt $9^1/_2$ bis 10 Stunden. Der Brennstoffverbrauch 27 bis 30 % vom Gewichte der gerösteten Erze. Die Röstgase durch einen mit Wasser beträufelten Koksthurm geleitet, in welchen und Salzsäure aufgefangen werden. Die erhaltenen sauren Laugen zum Auflösen der im Röstgut enthaltenen, in Wasser unlöslichen I verbindungen.

b) Die Lösung des Kupfers aus den Erzen.

Lösung des Kupfers als Sulfat.

Die Lösung des in den Zustand des Sulfats übergeführten K aus den Erzen geschieht in der nämlichen Weise, wie es bereit Seite 210 bei den kupfersulfathaltigen Erzen dargelegt ist.

Zu Rio tinto und Tharsis sind die Behälter zum Auslauge der oben beschriebenen Weise erhaltenen Kupfersulfats aus Mauerw

Begiessen der betreffenden Haufen mit Eisenchloridlösung in Lösung g bracht, wie es bei der Ausführung des Prozesses in Rio tinto (s. Seite 21 dargelegt ist. Die aus den dortigen Haufen austretende Lauge hat i Cubikmeter 5—7 kg Kupfer.

Das auf nassem Wege mit Hülfe von Eisenchlorür und Sal säure gebildete Chlorkupfer (Stadtberge), dessen Bildung (Seite 221) b sprochen ist, wird in mit Thon umstampften Holzkästen von gleicher Ei richtung, wie sie beim Durchtränken der Erze mit Chlorationsflüssigke beschrieben sind, ausgelaugt. Die Lauge lässt man 5—10 cm hoch üb dem Erze stehen.

Man nimmt 12 bis 16 Laugungen vor und lässt die Lauge jedesm 24 Stunden auf dem Erze stehen. Als eigentliches Lösungsmittel diene die Endlaugen, welchen eine gewisse Menge Salzsäure zugesetzt ist (75 k Salzsäure auf 5 t Erz). Als Lauge für die frischen Erze nimmt man di frische Eintränklauge, d. i. die Flüssigkeit, welche beim Durchtränken de Erze mit Eisenchlorür und Salzsäure abfliesst. Dieselbe besitzt eine hin reichende Menge freier Säure, um die im Erze enthaltenen Oxychlorid des Kupfers zu lösen. Nach 24stündiger Einwirkung auf die Erze ist si gesättigt. Man zieht sie ab und lässt nun eine Lauge auf die Erze, welch schon einmal auf nahezu entkupferten Erzen und einmal auf Erzen mi zur Hälfte ausgelaugtem Kupfergehalte gestanden hat. Die 4 ersten Lauge kommen sofort zur Fällung. Der Kupfergehalt im Liter beträgt bei de ersten Lauge 30—40 g, bei der zweiten Lauge 20—25 g, bei der dritte Lauge 15—20 g und bei der vierten Lauge 10—15 g. Die folgende Laugen, welche gewöhnlich noch einen zweiten Zusatz von Salzsäure e halten, werden an Kupfer angereichert, ehe sie zur Fällung gelangen. De Kupfergehalt der Erze wird bis auf 0,4% ausgelaugt. Nach dem Auslauge werden die Erze noch mit cementirter kupferhaltiger Lauge behandelt, u die letzten löslichen Kupfertheile aus ihnen zu entfernen.

Die Lösung des auf trockenem Wege gebildeten Chlo kupfers aus den Erzen geschieht in Kästen oder Bottichen aus Hol Dieselben sind durch Mennigkitt oder getheerten Hanf in den Fugen g dichtet und mit heissem Theer angestrichen. In Oker sind die Kästen i wendig mit Bleiblech gefüttert. Die Auslaugegefässe nehmen 5—10 t Rös gut auf. Sind diese Gefässe Kästen, so giebt man ihnen wohl 3,4 m im Quadr und macht sie 1,2 bis 1,6 m i. L. tief. Auf den gewöhnlich aus gelochte Brettern bestehenden Losboden, welcher seinerseits auf hochkantigen Latte ruht, bringt man noch eine Filterschicht aus gesiebten Schlacken der Feu rungen oder aus Koks, mit einer darüber liegenden Schicht von Haid kraut oder, wie es in Oker der Fall war, nur eine einzige Schicht aus Stro

Den Boden des Lauge- und Fällgebäudes kleidet man mit Aspha aus und legt ihn schräg, so dass bei etwa eintretenden Undichtheiten d Lauge- bzw. Fällgefässe die kupferhaltigen Laugen in besonderen Behälter aufgefangen werden können.

Die Leitung der Laugen geschieht mit Hülfe von Thon- oder Kautkröhren, welche letzteren durch Quetschhähne verschlossen werden n. Der Transport der Laugen auf die verschiedenen Gefässe geschieht ülfe von Injectoren.

Das Röstgut wird noch heiss in die Laugegefässe gebracht und mit schwächeren Laugen oder den Laugen vom Ausfällen des Kup- Endlaugen), dann gewöhnlich mit heissem Wasser und dann zum en von Kupferchlorür und Kupferoxyd mit den sauren Wassern aus ondensationsthürmen, oder, falls dieselben nicht ausreichen sollten, mit angekaufter verdünnter Salzsäure oder auch wohl mit verdünnter 'elsäure behandelt. Mit Wasser laugt man gewöhnlich 3 Male aus, hwachen Säuren bis 6 Male. Die verschiedenen schwachen Laugen so lange auf kupferhaltiges Erz geleitet, bis sie eine gewisse Menge in Lösung besitzen und neutral sind.

Die Laugen sollen nicht zu lange, womöglich nur wenige Stunden m Erz stehen.

n Oker enthielten die Laugegefässe je 5 t Röstgut. Die erste ıg geschah mit der sogen. Endlauge, welche das Kupferchlorid und ge ihres Gehaltes an Chloralkalien und Eisenchlorür das im Röstgute Gestalt von Chlorsilber enthaltene Silber und einen grossen Theil ıpferchlorürs auszog. 100 Theile dieser 18° B. starken Lauge ent-:

Kupfer	0,015
Blei	Spur
Eisenoxyd	0,15
Thonerde	0,11
Zinkoxyd	0,06
Manganoxydul	0,31
Kobalt- und Nickeloxydul	0,01
Kalk	0,12
Magnesia	0,52
Alkalien	2,61
Chlor	2,56
Schwefelsäure	5,89

Man liess diese Lauge so lange die Erzschicht durchdringen, als die em Laugegefässe austretende Flüssigkeit noch eine blaue Farbe zeigte. 4 bis 5 Stunden war die erste Laugung beendigt. 100 Theile der enen Kupferlauge enthielten:

Kupfer	3,71 %
Blei	0,01 -
Silber	0,005 -
Eisenoxyd, Thonerde	0,29 -

Zinkoxyd	4,97 %
Manganoxydul	0,58 -
Kobaltoxydul / Nickeloxydul	0,04 -
Magnesia	0,27 -
Alkalien	10,60 -
Chlor	12,56 -
Schwefelsäure	8,95 -
Arsen / Antimon	Spur

Durch die erste Laugung wurden 75 bis 80% des Kupfers in l gebracht.

Die zweite Laugung geschah mit den sauren Flüssigkeiten au Condensationsthurme. Man brachte dieselben durch Einleiten von V dampf zum Sieden und liess sie dann 24 Stunden lang auf die Er wirken. Alsdann wurde die Laugung mit auf 8° B. verdünnter Scl säure beendigt. Auf 5 t Erz wurden 125 kg Kammersäure von verwendet, nachdem dieselben auf 8° B. verdünnt waren. Man li letztere so lange auf den Erzen stehen, bis sie in Folge der Sättigu Basen neutral reagirte, was gewöhnlich nach 2 Tagen der Fall war.

Diese letzte Lauge enthielt in 100 Theilen:

Kupfer	0,58%
Thonerde und Eisenoxyd	2,13 -
Zinkoxyd	0,06 -
Manganoxydul	0,12 -
Kobalt und Nickel	0,02 -
Kalk	0,07 -
Magnesia	0,04 -
Alkalien	0,62 -
Chlor	0,13 -
Schwefelsäure	2,39 -

Die Rückstände von der Auslaugung, die sogen. Extraction stände, wurden in Folge ihres hohen Eisengehaltes als eisenhalti schläge auf den Bleihütten des Oberharzes benutzt, wobei auch no geringen, in ihnen verbliebenen Mengen von Kupfer ausgebracht w Die Okerschen Extractionsrückstände hatten die nachstehende Zusa setzung:

Eisenoxyd	79 %
Thonerde	3 -
Magnesia und Alkalien	1 -
Kalk	2,5 -
Schwefelsäure	5,5 -
Unlösl. Rückstand	6 -

Im Uebrigen werden die eisenhaltigen Laugerückstände, das sogen. purple ore, falls sie nicht zu unrein sind, beim Eisenhochofenprozess verwendet. Wegen ihres pulverförmigen Zustandes können sie aber nur in verhältnissmässig geringen Mengen den eigentlichen Eisenerzen zugesetzt werden. In grösserer Menge verwendet man sie beim Puddelprozess als Heerdfutter. Die Zusammensetzung des purple ore ergiebt sich aus den nachstehenden 2 Analysen:

	I	II
Eisenoxyd	90,61	95,10
Kupfer	0,15	0,18
Schwefel	0,08	0,07
Phosphor	—	—
Bleisulfat	1,46	1,29
Calciumsulfat	0,37	0,49
Natriumsulfat	0,37	0,29
Chlornatrium	0,28	—
Unlösliches	6,30	2,13
	99,62	99,55
Metallisches Eisen	63,42	66,57

c) Die Ausfällung des Kupfers aus Lösungen.

Das Ausfällen des Kupfers aus den Lösungen ist bereits oben S. 207 dargelegt worden und bedarf hier nur noch weniger Ergänzungen.

Aus Kupfersulfat.

In Rio tinto gelangen die Sulfatlaugen zuerst in Klärkästen und dann in gemauerte, cementirte und asphaltirte Fällkästen von 15 m Länge, 1,80 m Breite und 1 m Tiefe. Je 8 bis 10 dieser Kästen sind so zu Gruppen vereinigt, dass die Lauge dieselben der Reihe nach durchfliessen kann. Aus diesen Kästen gelangt die Lauge in 1 bis 2 m weite und 0,40 bis 0,50 m tiefe geneigte Canäle von einigen Kilometern Länge. Dieselben bestehen, wie die gedachten Fällkästen, aus Mauerwerk, welches innen cementirt ist. Die Neigung derselben beträgt am Anfange des Systems 3 bis 4 mm auf den laufenden Meter, vermehrt sich aber allmählich und erreicht in dem letzten Theile 1,5 bis 2 cm pro laufenden Meter. Fällkästen und Canäle sind mit Gusseisenbarren gefüllt. Die Lauge läuft über die letzteren und tritt am Ende des Canalsystems kupferfrei aus. Die Endlauge wird, soweit es erforderlich ist, durch Pumpen, welche aus einer Legirung von 80 Th. Kupfer, 15 Th. Blei und 5 Th. Zinn angefertigt sind, auf die auszulaugenden Erze zurückgebracht.

Dass bei dieser Art der Ausfällung in Folge der Bildung von Eisenoxydsalzen der Eisenverbrauch ein sehr hoher sein muss, und dass das Cementkupfer durch basische Eisensalze stark verunreinigt ist, liegt auf der Hand.

Der Eisenverbrauch beträgt $2^1/_2$ t Gusseisen auf 1 t Kupfer. Das Cemen kupfer hat nach wiederholter Reinigung 60 bis 85% Kupfer. (Knab, S. 14

In Agordo wurden die sulfathaltigen Laugen vor der Fällung na dem Vorschlage von Zoppi mit Schwefliger Säure behandelt, wodurch d Ferrisalze zu Ferrosalzen reducirt wurden. Hierdurch wurde eine Ve minderung des Verbrauches an Fälleisen herbeigeführt, indem derselbe v 3,27 Th. Eisen für 1 Th. Kupfer auf 2,5 Th. Eisen heruntergebracht wurd Ausserdem wurde die Arsensäure zu Arseniger Säure reducirt und das Ars durch das Eisen als Metall ausgefällt, welches letztere sich durch Wasch und Schlämmen vom Kupfer trennen liess.

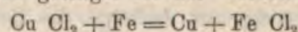
Man liess die der Wirkung der Schwefligen Säure auszusetzende Lau in einer über dem hölzernen Fällkasten angebrachten, 9 m hohen Esse a horizontalen Scheidern herablaufen und führte derselben Röstgase a Schachtöfen entgegen.

Der Nachtheil dieses Verfahrens ist der, dass die Schweflige Säu bei der Reduction des Ferrisulfates zu Ferrosulfat in Schwefelsäure v wandelt wird, welche ihrerseits lösend auf das Fälleisen wirkt. Der b Anwendung desselben erforderliche Eisenverbrauch von 2,5 Th. auf 1 T Kupfer ist immer noch ein hoher. Es hat daher auch keine weitere Ve breitung gefunden.

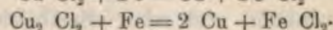
Der Fällkasten besteht aus Lärchenholz, ist 4 m lang, 3 m breit u 1,5 m hoch. Die Lauge wird durch Feuergase, welche durch in dem Fä kasten angebrachte Eisenrohre und Eisenkasten ziehen, geheizt. Der Hei apparat selbst ist eine durch den Fällkasten durchgeführte, mit einem Ros versehene Glocke. Das Gerippe derselben besteht aus Eisen, der Mant aber aus Bleiblech.

Ausfällen aus Laugen, welche das Kupfer als Chlorkupfer ent halten.

Aus Laugen, welche das Kupfer als Chlorkupfer enthalten, wird da selbe durch Eisen ausgefällt. Schwefelwasserstoff ist nur zeitweise a Fällungsmittel angewendet worden. Je grösser der Gehalt der Laugen a Kupferchlorür ist, um so geringer ist der Verbrauch an Fälleisen.



$$Cu\,Cl_2 + Fe = Cu + Fe\,Cl_2$$



$$Cu_2\,Cl_2 + Fe = 2\,Cu + Fe\,Cl_2.$$

Waren die chlorirend gerösteten Erze silberhaltig, so findet sich i den Laugen auch das Silber als Chlorsilber in Lösung; (Chlorsilber lös sich in Chlornatriumlauge). Dasselbe wird zu Anfang der Fällung mit den Kupfer niedergeschlagen und kann gewonnen werden, wenn man das zuers niedergeschlagene Cementkupfer für sich sammelt. Andernfalls schlägt ma es vor der Ausfällung des Kupfers aus der ersten Lauge durch Schwefel wasserstoff, Schwefelmetalle der Alkalien oder alkalischen Erden oder durc Jodnatrium oder Jodkalium als Schwefel- bzw. Jodmetall nieder (sieh Silber).

In Rio tinto sind die Fällgefässe aus Ziegelsteinen hergestellt und im Inneren mit Gyps und darüber mit Asphalt oder mit Portlandcement bekleidet. Sie besitzen 2 m Breite bei 0,75 m Tiefe. Man lässt die Lauge durch eine Reihe dieser Gefässe laufen. Auf 1 Th. Kupfer verbraucht man 1,12 Th. Eisen. Das Cementkupfer enthält 80 bis 85 G.-Th. Kupfer.

In Stadtberge geschieht die Ausfällung des Kupfers durch Eisen in der nämlichen Weise, wie sie oben S. 209 beschrieben ist. Die Lauge muss klar und schwach sauer sein. Bei neutraler Lauge geht die Fällung langsam vor sich und liefert ein schlammiges Cement, während bei zu stark saurer Lauge ein hoher Eisenverbrauch eintritt. Es muss stets frisches Eisen [das Eisen wird in der Form von Blechabfällen zugesetzt] neben dem angegriffenen Eisen vorhanden sein, weil es längere Zeit dauert, bis das Eisen von der Oxyduloxydschicht und dem Roste befreit ist. Es wird desshalb stets in kurzen Zwischenräumen Eisenblech nachgesetzt. In einem der oben beschriebenen Apparate werden je nach dem Kupfergehalte der Laugen 9000 bis 12000 Liter Lauge in 15 bis 24 Stunden entkupfert. Der Eisenverbrauch beträgt 105 G.-Th. Eisen auf 100 G.-Th. Kupfer. Mit dem Kupfer schlägt sich auch das Silber nieder und zwar zwischen dem ersten Drittel und der ersten Hälfte der Zeitdauer der Fällung. Man benutzt diesen Umstand zur Erzielung eines silberhaltigen Cementkupfers, indem man die von ihrem Silbergehalte befreite Lauge, nach Ablauf von $^1/_3$ bis $^1/_2$ der Fällzeit, in ein zweites Fällgefäss bringt, in welchem die weitere Ausfällung des Kupfers erfolgt. In dem ersten Fällgefässe erhält man ein silberhaltiges Cementkupfer.

In Oker erfolgte das Ausfällen des Kupfers aus den Laugen in mit Bleiblech ausgefütterten Holzkästen. Die Laugen wurden zur Beschleunigung der Fällung durch Einführen von directem Wasserdampf in dieselben erhitzt. Als Fällungsmittel diente Schmiedeeisen. Die Laugen mussten je nach ihrem Concentrationsgrade 2 bis 3 Male zum Sieden erhitzt werden, ehe alles Kupfer aus denselben ausgefällt war. Die Zeitdauer der Fällung betrug je nach dem Kupfergehalte der Laugen 1 bis 3 Tage. Auf 1 G.-Th. reines Kupfer wurde 1 G.-Th. Eisen verbraucht. Das Cementkupfer wurde in Zwischenräumen von je 4 Wochen aus den Fällkästen entfernt. (Die Lage der Fällkästen siehe auf der Zeichnung Seite 231).

Auf den Bede Metal works geschieht die Ausfällung des Kupfers aus den Laugen durch gemahlenen Eisenschwamm. Der letztere wird durch Reduction der ausgelaugten Erze mit Hülfe von Steinkohle in Flammöfen hergestellt. Die Reduction geschieht bei so niedriger Temperatur, dass das Eisen nicht verflüssigt wird, sondern sich schwammförmig ausscheidet. Der Flammofen, dessen Einrichtung aus den Figuren 153 bis 155 hervorgeht (Lunge, Sodaindustrie pag. 571 bis 573) hat 3 durch gemauerte Querscheider gebildete Abtheilungen, welche jede für sich beschickt werden. Die Flamme, welche durch Tieflegen des Rostes möglichst reducirend gemacht ist, schlägt erst über die nach dem Gewölbe hin offenen einzelnen Abtheilungen und

tritt dann in 5 Canäle vertheilt unter die Ofensohle, um dieselbe v
zu heizen. Die Beschickung für jede Abtheilung des Ofens best
1016 kg trockenem purple ore und 305 kg Steinkohlen, welche d
Sieb von 32 Maschen pro 10 cm durchgefallen sind. Dieselbe wir
Oeffnungen im Ofengewölbe eingebracht, 152 mm stark auf der O
ausgebreitet und nach erfolgter Reduction durch Oeffnungen bzw. se
Rohre in der Ofensohle (in der Nähe der Arbeitsseite) in darun

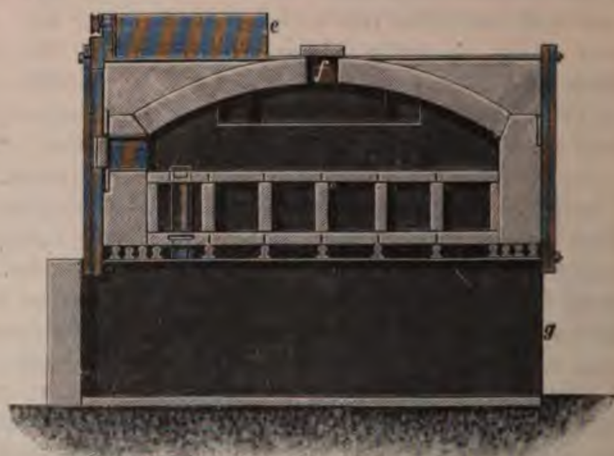


Fig. 153.

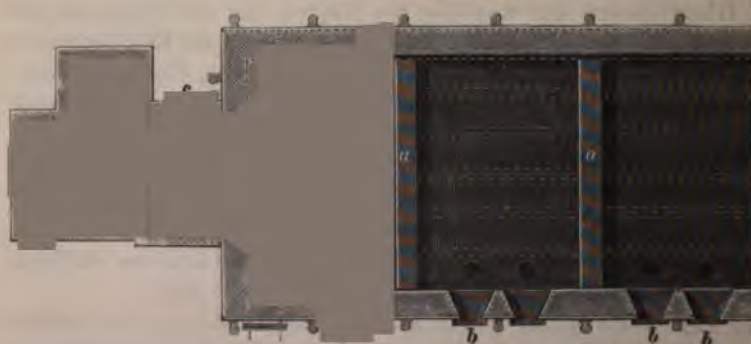


Fig. 154.

schobene verschliessbare Gefässe aus Eisen entleert. Die Dauer der
tion (bei Hellrothglut) beträgt in der der Feuerbrücke zunächst liegen
theilung 9—12 Stunden, in der folgenden Abtheilung 18 und in de
24 Stunden. Damit die Beschickung nicht festbackt, muss sie
der Reductionszeit einmal durchgerührt werden.

Die Thüren des Ofens müssen während der Reduction luftdi
schlossen gehalten werden. Die Luft tritt nur durch den Rost ei

aus dem Ofen in die gedachten Eisenkästen entleerten Massen werden unter Luftabschluss 48 Stunden lang der Abkühlung überlassen.

Alsdann wird der Schwamm unter einem schweren Kollergange gemahlen.

Der Schwamm wird in der Kupferlauge fortwährend umgerührt. Das Umrühren kann durch Handarbeit, durch mechanische Rührvorrichtungen oder durch ein Gebläse (Durchpressen von Luft) bewirkt werden.

Die Fällung durch Eisenschwamm hat den Nachtheil, dass das Cementkupfer durch nicht reducirtes Eisenoxyd, durch Kohlenasche und durch Kohle verunreinigt wird. Sie hat daher keine weitere Verbreitung gefunden.

Auf den Bede Metal works wurde auch das Kupfer nach dem Verfahren von Gibb eine Zeit lang durch **Schwefelwasserstoff** als **Schwefelkupfer** aus den Laugen niedergeschlagen. Das erhaltene Schwefelkupfer wurde in einer Filterpresse gewaschen und verdichtet und dann in Flammöfen wie reicher Stein verarbeitet, d. i. auf reichen Stein und Blasenkupfer verschmolzen. Der Schwefelwasserstoff wurde durch Behandlung von Schwefelnatrium mit Kohlensäure erzeugt. Die Kohlensäure wurde durch Verbrennung von Koks in einem Schachtofen

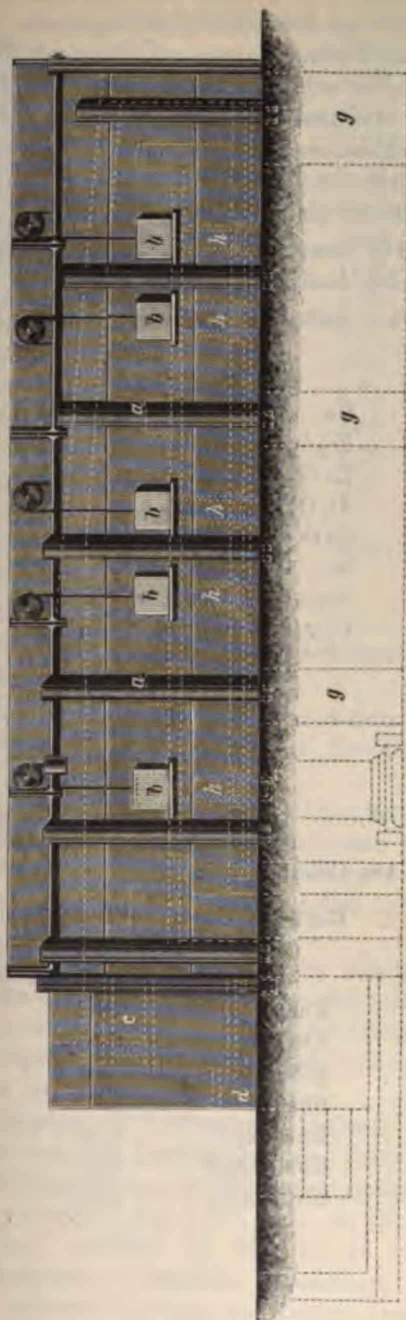


Fig. 155.

gewonnen. Das Schwefelnatrium wurde aus der sauren Mutterlau[illegible] Ausfällen des Schwefelkupfers hergestellt. Dieselbe wurde in einem [illegible] ofen zur Trockne eingedampft, dann mit Kohlenklein gemengt und i[illegible] Flammofen reducirt. Die erhaltene, aus Schwefelnatrium und Natri[illegible] bonat bestehende Schmelze wurde ausgelaugt und die Lauge, wie [illegible] mit Kohlensäure behandelt. Als Nebenerzeugniss erhielt man Soda. [illegible] Verfahren ist indess wieder aufgegeben worden, weil es sich [illegible] herausstellte als die Fällung mit Eisen.

Die Zusammensetzung des Cementkupfers ergiebt sich aus de[illegible] stehenden Analysen:

Aus Sulfatlösungen niedergeschlagen:

Agordo		Rio tinto	
Cu	57,95	Cu	51,90
Fe_2O_3	10,95	Ag	2,35
Zn O	1,78	Pb	1,45
Al_2O_3	0,33	Bi	4,95
Ca O	1,80	Fe	7,00
As	4,93	Sb	0,50
Wasser	3,83	As	2,95
Unlöslich	12,10	S	5,10
		Ca O	0,60
		Na Cl	0,40
		Na_2SO_4	1,40
		Sand	5,00
		Kohle	6,40
		Sauerstoff u. Verlust	16,00

Aus Chlorkupferlösungen niedergeschlagen:

Englisches Cementkupfer nach Gibb niedergeschlagen mit

	Eisenschwamm	schwerem Brucheisen	leichtem Brucheisen
Kupfer	67,50	72,50	67,50
Arsen	0,137	0,306	0,100
Silber	0,011	0,046	0,066
Blei	1,30	2,60	1,74
Eisenoxyd	5,15	4,41	7,56
Kohlenstoff	5,10	—	—
Kieselsäure	3,20	—	—

grössere Mengen von Arsen enthält (Rio tinto), angewendet, um einen The dieses Elementes in der Gestalt von Arseniger Säure zu entfernen.

Zum Verschmelzen von arsenhaltigem Cementkupfer auf Schwarzkupfe in Flammöfen hat man auch Heerde mit basischem Futter empfohlen. In denselben soll, wie bereits beim trockenen Prozess Seite 152 erwähnt, die Verschlackung von Kupfer geringer und der Heerd haltbarer sein.

Die Verarbeitung des Cementkupfers auf Rohkupfer geschieht zu Atvidaberg in Schweden in Flammöfen mit Gasfeuerung.

Zu Stadtberge wird das Cementkupfer in einer cylindrischen, aus Holz angefertigten Waschtrommel von 3 m Länge und $^5/_4$ m Durchmesser, auf deren Innenseite Holzleisten in Form eines Schraubengewindes angebracht sind, gewaschen. Der Wasserstrom bewegt sich in entgegengesetzter Richtung wie das Cementkupfer. Die abgehenden Schlämme werden in Behältern aufgefangen. Man erhält $^2/_3$ reines Cementkupfer von 90 bis 95 % Kupfergehalt und Schlämme von 10 bis 25 % Kupfergehalt. In 10 Stunden werden in dem gedachten Apparate 5 t Cementkupfer gereinigt. Die Cementschlämme werden in gebranntem Kalk eingebunden und dann im Krummofen auf Schwarzkupfer verschmolzen. Auf 3 t eingebundene Schlämme werden $^1/_2$ t Raffinirofenschlacke (vom Kupferraffiniren) und $^1/_2$ t Schlacke vom Verschmelzen der Cementschlämme zugeschlagen.

Das aus den Cementschlämmen erhaltene Schwarzkupfer wird gemeinschaftlich mit dem beim Verwaschen des Cementkupfers erhaltenen reinen Cementkupfer in einem Raffinirofen mit Gasfeuerung raffinirt. Man setzt in den Ofen 2500 bis 3500 kg Cementkupfer und 1500 bis 2250 kg Schwarzkupfer ein. Die Dauer der Verarbeitung eines Einsatzes beträgt 24 Stunden. An Brennstoff verbraucht man hierbei 1500 bis 1800 kg Steinkohle und 125 bis 150 kg Holzkohle. Das silberhaltige Kupfer wird in die Form von Anodenplatten gegossen und zur Scheidung von Kupfer und Silber der Elektrolyse unterworfen.

Die Gewinnung des Kupfers auf nassem Wege aus Hütten-Erzeugnissen

fällt gewöhnlich mit der Gewinnung von Silber und Gold zusammen und wird beim Silber des Näheren erörtert. Auf nassem Wege gewinnt man das Kupfer aus Schwefelmetallen, Speisen und Legirungen, erhält dasselbe aber nicht als Metall, sondern als Metallsalz.

Die Gewinnung des Kupfers mit Hülfe des electrometallurgischen Weges.

Seit Erfindung der Dynamomaschinen (1871) ist man eifrig bestrebt gewesen, den elektrischen Strom zur Gewinnung von Kupfer aus Erzen und Hütten-Erzeugnissen nutzbar zu machen; und zwar sind es die Ver-

hren auf nassem Wege, welchen man bis jetzt ausschliesslich die Aufmerkmkeit geschenkt hat. Ueber die Verfahren auf trockenem Wege sind jetzt noch keine Versuche mit definitiven Ergebnissen bekannt geworden. r die Gewinnung des Kupfers aus Legirungen, besonders aus silberd goldhaltigem Kupfer hat man in der That auf nassem Wege so grosse hnische und wirthschaftliche Erfolge erreicht, dass das betreffende rfahren auf vielen Hüttenwerken für die Scheidung des Kupfers von Edelmetallen unter gleichzeitiger Gewinnung von ausserordentlich em Kupfer zur Einführung gelangt ist. Für Erze und Kupfersteine egen bleibt der Erfolg noch abzuwarten. Es sind höchst sinnreiche rschläge von Siemens und Höpfner für die Gewinnung des Kupfers aus en bzw. Schwefelmetallen gemacht worden. Trotz des erbrachten chweises der technischen Ausführbarkeit der betreffenden Verfahren len indess zur Zeit noch die Erfahrungen über einen längeren Betrieb grossem Maasstabe. Die Verarbeitung von Kupfersteinen mit Hülfe Elektrolyse hat bis jetzt nicht zu ermuthigenden wirthschaftlichen gebnissen geführt.

Es lässt sich daher gegenwärtig ein abschliessendes Urtheil nur über Elektrolyse der Kupferlegirungen abgeben. Derselben ist das Wort zu den, sobald es sich um Scheidung des Kupfers von den Edelmetallen i gutem Preise des Kupfers und billiger motorischer Kraft zum Betriebe r Dynamomaschinen handelt. Zur Herstellung von reinem Kupfer, also m Raffiniren desselben ohne gleichzeitige Gewinnung von Edelmetallen, sst sie sich indess nur bei sehr hohem Preise des durch die Elektrolyse haltenen Kupfers (wie er gegenwärtig nicht besteht) rechtfertigen.

Die Möglichkeit der vortheilhaften Gewinnung des Kupfers aus Erzen d Schwefelmetallen ist, wie erwähnt, erst durch einen längere Zeit hinrch fortgeführten Grossbetrieb nachzuweisen.

Wir haben nun zu unterscheiden:

a) Die Gewinnung des Kupfers aus Erzen,
b) die Gewinnung des Kupfers aus Steinen,
c) die Gewinnung des Kupfers aus Legirungen.

a) Die Gewinnung des Kupfers aus Erzen.

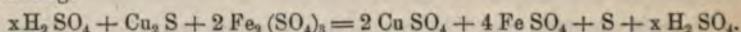
Für die Gewinnung des Kupfers aus Erzen sind das Verfahren von emens & Halske und das Verfahren von Höpfner zu erwähnen. Beide ruhen auf der Anwendung unlöslicher Anoden beziehungsweise auf der erstellung der Kupferlösungen aus den Erzen ausserhalb des Stromkreises d auf der theilweisen Aufhebung der in Folge der Zersetzung der upferlösung durch den Strom hervorgerufenen elektromotorischen Gegenaft (s. Schnabel, Allgem. Hüttenkunde S. 290) durch die secundäre Einrkung des Anions auf den Elektrolyten.

Die Wirkung löslicher Anoden, durch deren Auflösung, wie bekannt, e elektromotorische Gegenkraft mehr oder weniger vernichtet wird, ist

hier durch eine höhere Oxydation bzw. Chloration des die Anoden umgebenden Elektrolyten durch das Anion, nämlich Sauerstoff bzw. Chlor ersetzt. Beide Verfahren lösen aus Schwefelkupfer oder Kupfer enthaltenden Erzen das Kupfer in besonderen Auslaugebehältern ausserhalb des Stromkreises auf. Das Verfahren von Siemens & Halske führt die Lösung zuerst an die Kathoden des Stromkreises, wo das Kupfer durch den Strom ausgeschieden wird, und bringt dann die von einem Theile ihres Kupfers befreite Lösung an die Anoden, wo dieselbe regenerirt wird, um von Neuem zur Lösung verwendet zu werden. Das Verfahren von Höpfner bringt eine besondere Kupferlösung an die Kathoden und getrennt von derselben eine besondere Lösung an die Anoden. An den Kathoden wird das Kupfer niedergeschlagen, während an den Anoden eine Regeneration der Löseflüssigkeit stattfindet.

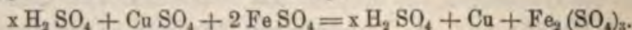
Das Verfahren von Siemens & Halske.

Nach diesem Verfahren (D. R. P. No. 42243 vom 14. Septbr. 1886) löst man aus Erzen, welche Schwefelkupfer enthalten, das Kupfer mit einer freie Schwefelsäure enthaltenden Ferrisulfatlösung auf nach der Gleichung:



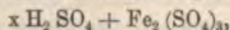
$$x H_2SO_4 + Cu_2S + 2 Fe_2(SO_4)_3 = 2 CuSO_4 + 4 FeSO_4 + S + x H_2SO_4.$$

Es wird hierbei das Ferrisulfat in Ferrosulfat verwandelt, während gleichzeitig Schwefel abgeschieden wird. Die so erhaltene, aus Kupfersulfat und Ferrosulfat bestehende Lauge wird nun in das Bad und zwar zuerst an die aus Kupferblech bestehenden Kathoden des Stromkreises geführt, welche durch ein nichtmetallisches Diaphragma oder Filter von den aus Kohle bestehenden Anoden getrennt sind. Es ist das erforderlich, um die Vorgänge in der die Anoden und in der die Kathoden umgebenden Flüssigkeit nicht zu beeinträchtigen. An den Kathoden nun wird aus dem Kupfersulfat durch den Strom ein Theil Kupfer ausgeschieden, während das Säureradical SO_4 an die Anode geht. Die von einem Theile ihres Kupfergehaltes befreite Flüssigkeit, in welcher das Eisen als Ferrosulfat enthalten ist, fliesst durch das Diaphragma bzw. Filter in die Anodenabtheilung, in welcher das Eisensulfat durch das Anion SO_4 in neutrales Ferrisulfat $Fe_2(SO_4)_3$ verwandelt wird. Der ganze elektrolytische Prozess wird ausgedrückt durch die Gleichung:



$$x H_2SO_4 + CuSO_4 + 2 FeSO_4 = x H_2SO_4 + Cu + Fe_2(SO_4)_3.$$

Man erhält also an der Anode die ursprüngliche Löseflüssigkeit



$$x H_2SO_4 + Fe_2(SO_4)_3,$$

eine freie Schwefelsäure enthaltende Ferrisulfatlösung, zurück. Dieselbe führt man wieder auf die auszulaugenden Erze und lässt sie so lange ihren Kreislauf machen, als sie noch nicht durch Aufnahme anderer Metalle aus dem Erz zu stark verunreinigt ist.

Durch die Oxydation des Ferrosulfats zu Ferrisulfat an der Anode wird eine der hierbei entwickelten Verbindungswärme äquivalente Menge

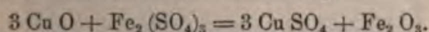
elektrischer Energie erzeugt, welche die durch Zerlegung des Kupfersulfats an der Kathode entstandene elektromotorische Gegenkraft zum Theil aufhebt. Die entwickelte Verbindungswärme, in Kilogramm-Calorien ausgedrückt, beträgt für 1 Molecül Ferrisulfat

$$\begin{array}{l} 224{,}88\ (Fe_2\,SO_4)_3\ - \\ \underline{-\ 186{,}40\ (2\ Fe\,.\,SO_4)\ \text{Cal.}} \\ =+\ 38{,}48\ \text{Calorien.} \end{array}$$

Die Zerlegungswärme für 1 Molecül Kupfervitriol beträgt 55,96 Cal. Diese 55,96 Cal. treten als elektromotorische Gegenkraft auf und werden durch die entgegengesetzt wirkenden 38,48 Cal. aus der Oxydation des Ferrosulfats zu Ferrisulfat auf 17,48 Cal. heruntergesetzt. Es würde daher die elektromotorische Gegenkraft, in Volt ausgedrückt, nur 0,38 Volt betragen.

In den Erzen enthaltenes Kupfer wird gleichfalls durch Ferrisulfat in Lösung gebracht.

Ist das Kupfer in den Erzen als Oxyd vorhanden, so wird dasselbe durch die freie Schwefelsäure sowohl als auch durch Ferrisulfat in Lösung gebracht, durch Ferrisulfat nach der Gleichung:



$$3\,Cu\,O + Fe_2\,(SO_4)_3 = 3\,Cu\,SO_4 + Fe_2\,O_3.$$

Während beim Vorhandensein des Kupfers als Schwefelkupfer die der Elektrolyse unterworfene und dann über das Erz geleitete Flüssigkeit nach jeder Auslaugung den nämlichen Gehalt an Kupfersulfat, Ferrosulfat und Schwefelsäure besitzt, tritt beim Vorhandensein des Kupfers als Oxyd eine mit fortgesetzter Elektrolyse zunehmende Entarmung der wieder zum Auslaugen benutzten Flüssigkeit an Eisen und Schwefelsäure, dagegen eine Zunahme des Kupfergehaltes derselben ein.

Es ist daher im Interesse der Aufhebung der elektromotorischen Gegenkraft am vortheilhaftesten, dass das Kupfer als Schwefelkupfer vorhanden ist, weil andernfalls stets neue Mengen von Schwefelsäure und Ferrisulfat zugesetzt werden müssen, um die Lauge auf ihrem richtigen Durchschnittsgehalte zu erhalten.

Was nun die Ausführung des Prozesses anbetrifft, so wird empfohlen, das Schwefelkupfer und Schwefeleisen enthaltende Erz vor der Auslaugung einer schwachen Röstung zu unterziehen, durch welche das Eisen in Oxyd verwandelt werden, dagegen das Kupfer grösstentheils als Schwefelkupfer zurückbleiben soll. (Der hierzu empfohlene Gerstenhöfer'sche Ofen kann nur bei pyrithaltigen Kupfererzen in Frage kommen und liefert dann einen grossen Theil des Kupfers als Oxyd. Ausserdem hat man bei ihm die Abröstung nicht in der Gewalt und erzeugt eine grosse Menge von Flugstaub.)

Das so geröstete Erz wird einer methodischen Auslaugung mit Ferrisulfat unterworfen. Nach neueren Erfahrungen soll aus manchen Arten fein gepulverter geschwefelter Kupfererze bei Anwendung mässiger Erwärmung das Kupfer auch ohne vorgängige Röstung durch die Löseflüssig-

keit in Lösung gebracht werden. Als Laugegefässe können sowohl I als auch rotirende Trommeln benutzt werden. Die mit Kupfer gesi Lauge, welche jetzt frei von Ferrisulfat ist, wird an die Kathode Stromkreises gebracht.

Zur Trennung der Zersetzungszellen in Anoden- und Kathodena lungen wurden zuerst Membrane in Anwendung gebracht. Dieselben

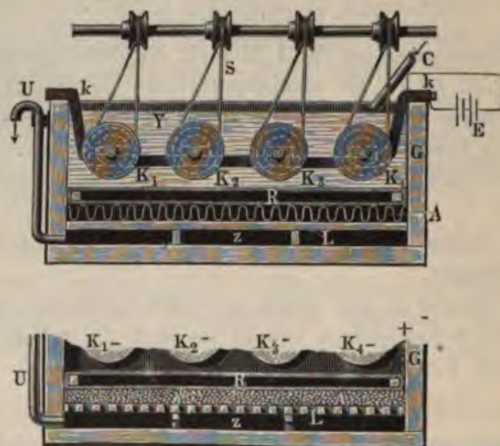


Fig. 156 und 157.

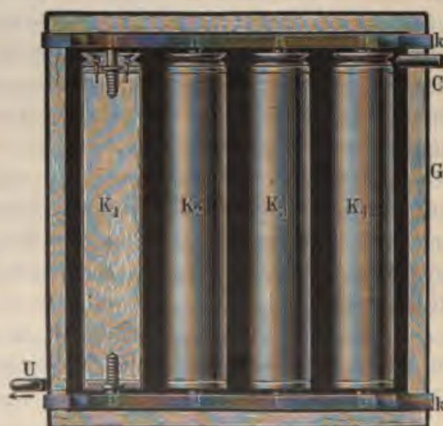


Fig. 158.

sich indessen nicht bewährt, indem sie entweder einen zu grossen Lei widerstand für den Strom boten oder aber nicht haltbar genug waren dehnten und den Durchbruch von Flüssigkeiten herbeiführten.

Es wurde daher eine andere Art der Zersetzungszellen vorgesch deren Einrichtung aus den Figuren 156 bis 158 ersichtlich ist.

Das Bad stellt ein flaches Gefäss aus Holz dar, welches einen c löcherten Losboden L besitzt. Auf dem letzteren befindet sich die

ine isolirte Leitung mit der Dynamomaschine verbundene Anode A. Dieelbe besteht aus Retortenkohle in der Gestalt von Platten oder von kleinen tücken, welche letzteren eine aus durchlöcherten Bleiplatten bestehende nterlage besitzen. Ueber die Anode ist ein Filter R gelegt, welches aus Filz der irgend einem andern geeigneten Stoffe besteht. Die über dem Filter bendliche Kathodenabtheilung enthält als Kathoden eine Reihe von rotirenden rommeln K_1 K_2 K_3 K_4, welche mit einem leitenden Ueberzuge (Kupferlech) versehen sind und vermittelst kupferner Zapfen mit der Stromitung k in leitender Verbindung stehen, durch welche letztere auch die itende Verbindung zwischen den einzelnen Trommeln hergestellt ist. urch wasserfeste Schnüre S können sie langsam gedreht werden. Die s Elektrolyt dienende kupferhaltige Lauge tritt in die Kathodenabtheing in solcher Menge ein, dass die Trommeln stets von derselben bedeckt ind. Durch Drehung der Walzen wird die Flüssigkeit in dem Kathodenume in Bewegung erhalten. Dieselbe tritt durch das Filter in die Anodenbtheilung und durch den falschen Boden derselben in den Raum z, aus welchem sie durch das Rohr U austritt. Die Menge der austretenden Flüssigkeit ist ebenso gross als die Menge der in den Anodenraum eintretenden Flüssigkeit, so dass das Bad continuirlich von der Lauge durchflossen wird.

Der elektrische Strom hat die entgegengesetzte Richtung wie die Flüssigkeit. Er tritt durch isolirte Leitungen an die Anode und geht von derselben durch den Elektrolyten an die Kathodentrommeln, aus welchen er durch die Leitungen k in weitere Zersetzungszellen bzw. aus der letzten Zelle in die Maschine zurückgeführt wird. An der Kathode verliert die Lauge gegen $^2/_3$ ihres Kupfergehaltes, während eine entsprechende Menge $SO_3 + O$ frei wird. Die entarmte Flüssigkeit tritt durch das Filter zur Anode, wo durch das Anion SO_4 die Rückbildung des Ferrisulfats erfolgt. Die Ferrisulfatlösung fällt in Folge ihres höheren spec. Gewichtes zu Boden und tritt zuerst aus der Anodenabtheilung aus, um wieder in die Lösevorrichtungen geführt zu werden.

Die Potentialdifferenz wird zu 0,7 Volt angegeben. Die Stromdichte soll nicht grösser sein als bei Anwendung von Kupfersteinanoden (16 Ampere pro qm).

In der neuesten Zeit sind wiederum Verbesserungen der Apparate ngeführt worden. Dieselben sind im Kataloge des Grusonwerks zu agdeburg-Buckau aufgeführt, welches letztere die Ausführung von Anen für das Verfahren übernimmt.

Hiernach bestehen die Anoden aus homogenen runden Kohlenstäben, che in eigenthümlicher Weise präparirt zu je 109 Stück durch gut irte Bleiumgüsse zu einem System von 1,6 m Länge und 0,405 m Breite einander verbunden sind. Die Stromzuführung erfolgt durch an einem le der Bleiumgüsse angegossenen Bleistreifen. Ein derartiges Anodenem ist in der nachstehenden Figur 159 dargestellt.

Die Bäder, deren Einrichtung aus der nachstehenden Figur 160 he vorgeht, sind flache Holzkästen, welche innen durch Auskleidung m asphaltirtem Juteleinen gedichtet sind. In einer bestimmten Entfernu über den auf dem Boden der Bäder befindlichen Anodensystemen lie ein in Holzrahmen gespanntes Leinwandfilter, welches das Bad in de Anodenraum und den darüber befindlichen Kathodenraum trennt. Ir Kathodenraum liegen, die ganze Fläche des Bades bedeckend, die Kathode

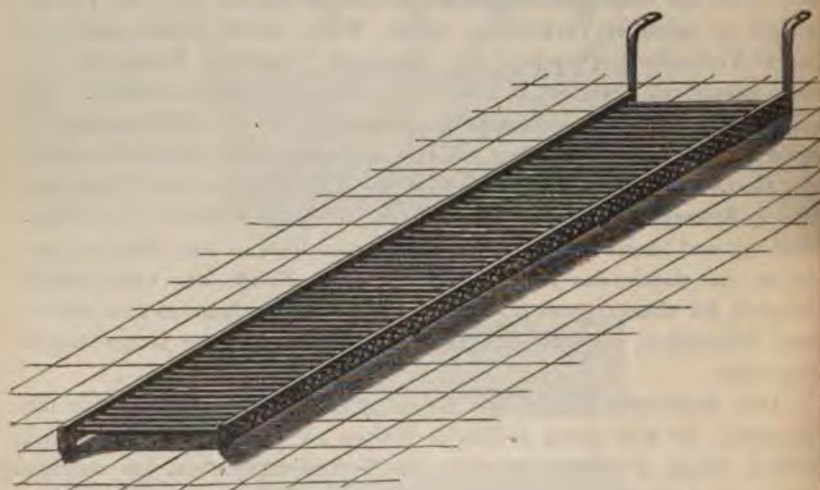


Fig. 159.

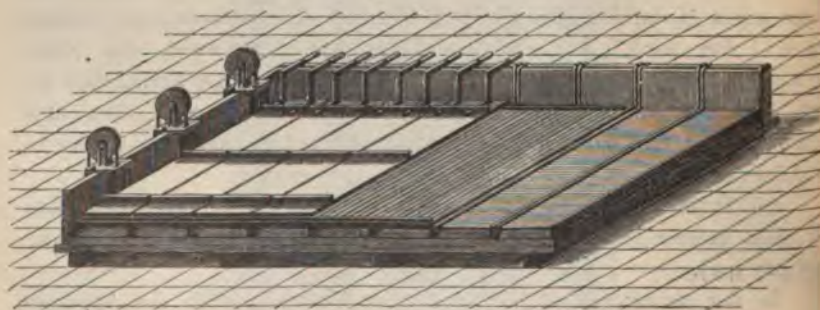


Fig. 160.

Dieselben sind Holzplatten, welche auf ihrer unteren Seite mit eine dünnen Kupferblech beschlagen sind. Auf dem letzteren schlägt sich da elektrolytisch ausgeschiedene Kupfer nieder. Zwischen dem Leinwandfilte und den Kathodenplatten arbeitet eine (nicht näher angegebene) Bewegung vorrichtung, um die Kathodenlauge in guter Mischung zu erhalten.

Das Auflösen des Kupfers aus den Erzen soll in rinnenförmigen, m Bleiblech ausgekleideten Holzkästen von 4,5 m Länge, 0,75 m Breite u

1 m Höhe geschehen, in deren unterem Theil 2 horizontal liegende, mit Bleiblech überzogene vierkantige Stahlrohre, auf welchen aus Holz zusammengefügte Schaufeln sitzen, als Rührer arbeiten. Die Lagerung und der Antrieb der gedachten Rohre befinden sich ausserhalb des Kastens; die Oeffnungen an den Stirnseiten, durch welche die Achsen aus dem Kasten treten, sind in eigenthümlicher Weise abgedichtet. Die Erwärmung der Lauge,



Fig. 161.



Fig. 162.



Fig. 163.

falls sie erforderlich ist, wird durch ein oberhalb der Schaufelachsen gelagertes Bleirohr bewirkt. Die Einrichtung des Lösegefässes ist aus den Figuren 161 und 162 ersichtlich.

Die Trennung des entkupferten Erzes von der Lauge geschieht in einem Vacuum-Filterapparat. Derselbe besteht, wie die Fig. 163 und 164 ergeben, aus einem mit Bleiblech ausgeschlagenen, oben offenen Oberkasten aus Holz zur Aufnahme der zu trennenden Massen und einem geschlossenen,

gleichfalls mit Bleiblech ausgeschlagenen hölzernen Unterkasten. Beide Kästen sind durch einen Rost getrennt, welcher auf einem durchlochten Blech ein Filtertuch trägt. Aus dem Unterkasten wird durch eine Luftpumpe die Luft abgesaugt, so dass die Lauge durch den Druck der Atmosphäre durch das Filter gedrängt wird, während sich das Erz in dem Oberkasten ansammelt. Der ganze Apparat ist auf einem Untergestell drehbar gelagert, so dass nach dem Absaugen der Lauge das in dem Oberkasten angesammelte Erz ausgekippt werden kann.

Die sämmtlichen zu dem Verfahren erforderlichen Apparate sind in der Figur 165 zusammengestellt.

A ist der Behälter für die der Elektrolyse zu unterwerfende Lauge. Dieselbe tritt durch das Rohr B in das Bad C, durchfliesst zuerst den Kathodenraum k desselben und gelangt dann durch ein Leinwandfilter in den Anodenraum a, aus welchem sie durch das Ablaufrohr D in das Rohr G

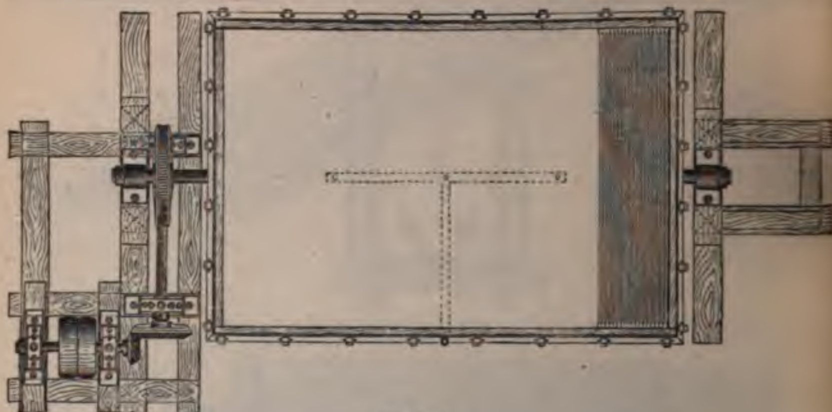


Fig. 164.

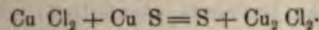
und aus dem letzteren in das mit einem Rührwerk versehene Lösegefäss H gelangt. In diesem Gefässe kommt sie mit dem auszulaugenden, in der Kugelmühle E fein zerkleinerten Erz zusammen. Dasselbe wird durch die Lutte F dem Gefässe zugeführt. Nach erfolgter Auflösung des Kupfers gelangt das Gemenge von ausgelaugtem Erz und Lauge in das Vacuumfilter (Nutsche) K. Die durch dasselbe durchgesaugte Lauge wird durch das Rohr M wieder in den Laugenbehälter A gehoben.

Zur Auflösung des Kupfers aus den Erzen bis auf 0,1 bis 0,5% soll eine Zeit von 10 Stunden erforderlich sein.

Ein definitives Urtheil über den Werth dieses Verfahrens in wirthschaftlicher Hinsicht lässt sich zur Zeit noch nicht fällen. Es müssen hierfür die Ergebnisse über einen längeren Betrieb in grossem Maassstabe abgewartet werden.

Das Verfahren von Höpfner (Zeitschr. für angewandte Chemie 1891 S. 160) D. R.-Patent 53782 v. 2. März 1888

stellt ausserhalb des Stromkreises eine Lösung von Kupferchlorür in Chlornatrium oder Chlorcalcium her, indem es das Kupfer aus den Erzen (Schwefelkupfer) mit Hülfe von Kupferchlorid auslaugt nach der Gleichung:



$$Cu\,Cl_2 + Cu\,S = S + Cu_2\,Cl_2.$$

Die Lösung des Kupferchlorürs in Chlornatrium oder Chlorcalcium wird an die Kathoden geführt und fliesst an einer ganzen Reihe von Kathoden vorbei. Eine gleiche Lösung wird getrennt von der ersteren an den

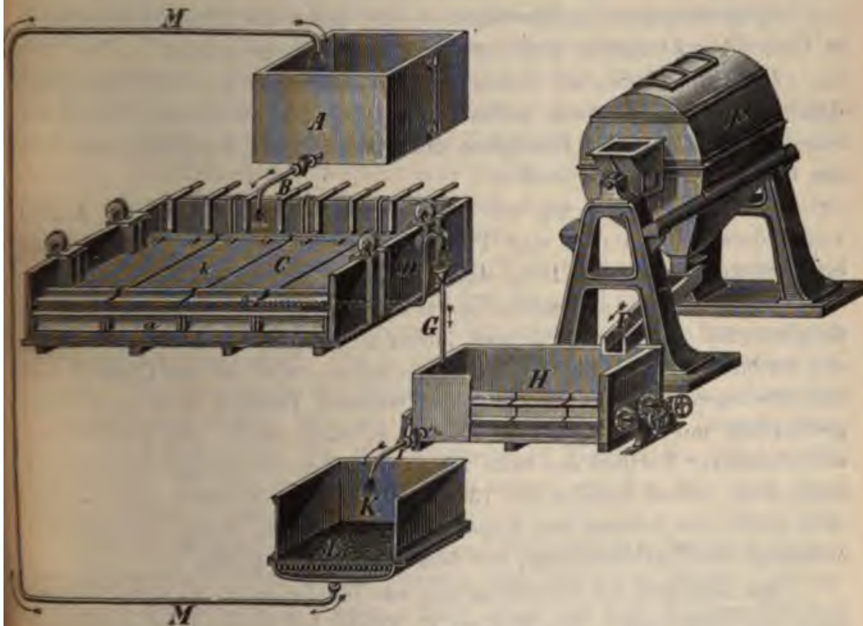


Fig. 165.

Anoden vorbeigeführt. Kathoden und Anoden sind durch Diaphragmen von einander getrennt. Die Anoden bestehen aus Kohle, die Kathoden aus Kupferblech. An den Kathoden wird die Kupferchlorürlösung durch den elektrischen Strom in Kupfer und Chlor zerlegt. Das Kupfer wird an den Kathoden ausgeschieden, während das Chlor zu den Anoden wandert und sich mit dem hier befindlichen Kupferchlorür zu Kupferchlorid verbindet. Durch die Verwandlung des Kupferchlorürs in Kupferchlorid wird eine gewisse Menge elektrischer Energie erzeugt, welche die in Folge der Zerlegung der Kupferchlorürlösung an der Kathode entstandene elektromotorische Gegenkraft theilweise aufhebt. Höpfner giebt die elektromotorische Gegenkraft zu 1,8 Volt, die durch die höhere Chloration des Kupferchlorürs an der

Anode entstandene Energie zu 1 Volt an, so dass die Elektrolyse mit einer Polspannung von 0,8 Volt vor sich gehen soll.

Die die Kathoden umgebende Flüssigkeit fliesst in einem ununterbrochenen Strome an den Kathoden vorbei, so dass sie nahezu kupferfrei das Bad verlässt. Die die Anoden umgebende Flüssigkeit behält ihren Kupfergehalt, jedoch wird das Kupferchlorür in Kupferchlorid verwandelt. Diese Flüssigkeit, welche ihrerseits ebenfalls in einem ununterbrochenen Strome an den Anoden vorbeifliesst, verlässt das Bad als Kupferchloridlösung und dient zum Auflösen neuer Mengen von Kupfer aus den Erzen.

Die Auflösung des Kupfers soll mit heisser Kupferchloridlösung in rotirenden Trommeln bewirkt werden.

Etwa vorhandenes Schwefelsilber wird durch die Kupferchloridlösung in Chlorsilber übergeführt, welches sich in der Lauge auflöst.

Das Silber wird am besten vor der Elektrolyse der Flüssigkeit aus derselben ausgefällt. Auch sollen Arsen, Antimon, Wismuth, Eisen etc. vor der Elektrolyse der Flüssigkeit durch Kupferoxyd, Kalk oder Aetzkalk aus derselben ausgefällt werden.

Bei einer Polspannung von 0,8 Volt und einer hinreichenden Anzahl von Bädern sollen durch eine Pferdekraft in 24 Stunden (bei Annahme eines Stromverlustes von 10%) 43,9 kg Kupfer niedergeschlagen werden.

Das beschriebene Verfahren besitzt den Vortheil einer grossen Leistungsfähigkeit des elektrischen Stromes, indem aus Kupferchlorürlösungen durch den Strom doppelt so viel Kupfer ausgeschieden wird als aus Chlorid- und Sulfatlösungen dieses Metalles und den weiteren Vortheil, dass auch Silber gleichzeitig mit dem Kupfer in Lösung gebracht wird. Auch wird noch als besonderer Vortheil die hohe Lösungsfähigkeit der Kupferchloridlösung angegeben, indem dieselbe bis 150 g Kupfer im Liter lösen soll. Jedenfalls dürfte die Lösung des Kupfers aus den Erzen, ebenso wie bei Anwendung von Ferrisulfatlauge, nur langsam vor sich gehen.

Ein Nachtheil ist die Anwendung von Diaphragmen, da sich dieselben nach den Erfahrungen von Siemens & Halske bei Anwendung von Ferro- bzw. Ferrisulfatlösung nicht bewährt haben.

Ein definitives Urtheil über den Werth dieses Verfahrens lässt sich auch hier nur erst dann fällen, wenn die Ergebnisse einer längeren Periode des Grossbetriebes vorliegen.

b) Gewinnung des Kupfers aus Steinen.

Benutzt man Kupferstein als Anode des Stromkreises, als Elektrolyt eine saure Lösung von Kupfervitirol, als Kathode Kupferblech, so lässt sich durch den Strom das Kupfer an der Kathode abscheiden, während der Schwefel an der Anode zurückbleibt, das Eisen aber in dem Verbindungszustande des Ferrisulfats in den Elektrolyten geht. Durch die bei der Auflösung des Kupfers und Eisens an der Anode erzeugte Energie wird die

in Folge der Zersetzung des Kupfersulfats entstandene elektromotorische Gegenkraft zum Theil vernichtet.

Auf diese Vorgänge ist das Verfahren der Elektrolyse von Kupferstein von Marchese begründet, welches als Anode eisenhaltigen Kupferstein und als Elektrolyt eine durch die Behandlung von sulfatisirend geröstetem Kupferstein mit verdünnter Schwefelsäure erhaltene Lauge benutzt. Dasselbe ist zu Casarza bei Genua ausgeführt worden, hat sich indess nicht Bahn gebrochen. Nach Zopetti (Jl. Politecnico. Milano. November und December 1885) befinden sich auf dem Werke von Casarza 20 Siemens'sche Maschinen, welche mit einer Spannung von 15 Volt und einer Stromstärke von je 250 Ampère die Elektrolyse in je 12 Bädern bewirken. Der der Elektrolyse unterworfene Kupferstein enthält 30% Kupfer, 30% Schwefel und 30% Eisen. Derselbe wird in 3 cm starke Platten von 80×80 cm Fläche gegossen. Mit Hülfe von Kupferblechstreifen, (von 2 cm Breite und 2 mm Stärke), welche beim Giessen der Anodenplatten eingelegt werden, hängt man die letzteren an den Leitungen der Zellen auf. Eine Zelle enthält je 15 Anoden. Die Kathoden — Kupferbleche von 70×70 cm Fläche und 0,3 mm Stärke — werden in einer Entfernung von 5 cm von den Anoden aufgehängt. Die Leitungen besitzen 3 cm Stärke.

Die Zersetzungszellen bestehen aus (7 cm starken) Holzbrettern und sind mit Bleiblech gefüttert. Sie sind 2 m lang, 0,9 m breit und 1 m tief. Sie sind im Interesse einer bequemen Circulation der Lauge treppenförmig untereinander angeordnet. Für je 12 Zellen ist eine Dynamomaschine vorhanden. Die Anordnung der Zellen und die Lage derselben zu den Dynamomaschinen ergiebt sich aus den nachstehenden (dem Lumière Électrique. Vol. XIV, 1884. No. 42) entnommenen Figuren No. 166 bis 168, von welchen Fig. 166 den Grundriss der Anlage und Fig. 167 einen Querschnitt derselben darstellt.

Die als Elektrolyt dienende Kupfersulfatlösung wird durch Auslaugen von sulfatisirend geröstetem Kupferstein mit Hülfe von Wasser und verdünnter Schwefelsäure gewonnen. Eine Lauge mit 3 % Kupfergehalt soll sich am besten bewährt haben. Aus derselben soll nach dem Durchfliessen der Bäder die Hälfte des Kupfers ausgefällt sein. Dieselbe wird zum Auslaugen neuer Mengen von Kupfer aus dem gerösteten Stein verwendet. Die Potentialdifferenz an den Bädern wird zu 1 bis 1,5 Volt angegeben. Die Anoden sollen 3 Monate in den Bädern hängen und dann durch neue ersetzt werden. Der Kupferniederschlag auf den Kathoden soll in 3 Monaten um 5 cm wachsen und dann entfernt werden. Pro Pferdekraft soll man in 24 Stunden 20 kg Kupfer erhalten.

Die Nachtheile dieses Verfahrens sind die, dass der Guss der Anodenplatten schwierig und unsicher ist, dass dieselben zerbrechlich sind und vor ihrer vollständigen Auflösung zerfallen, wodurch der elektrolytische Vorgang beeinträchtigt wird; dass an den Kathoden mehr Kupfer niedergeschlagen wird, als an den Anoden in Lösung geht, wodurch der Elektrolyt

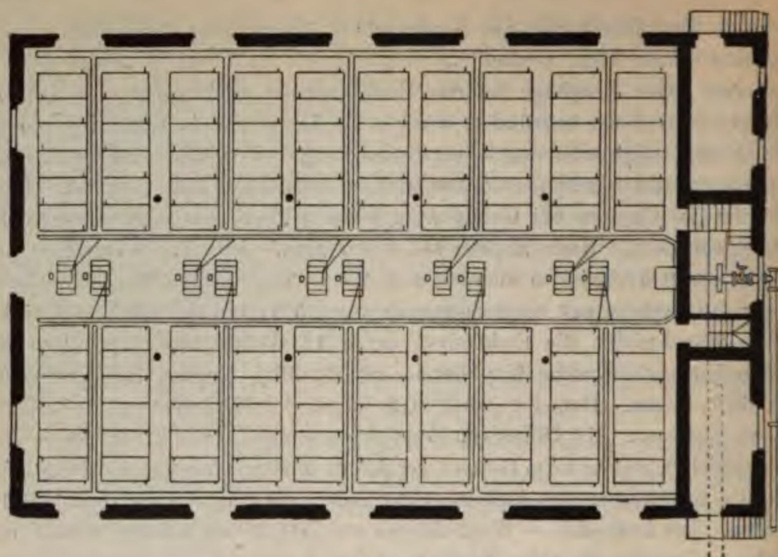


Fig. 166.

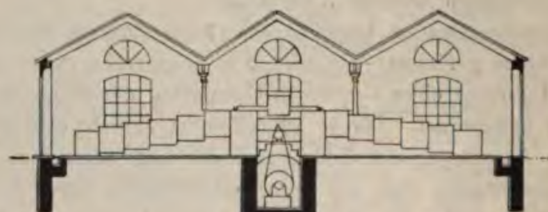


Fig. 167.



Fig.

eine zunehmende Entarmung an Kupfer erfährt, sich dagegen an Eisen anreichert, so dass er sehr häufig ersetzt werden muss. Die Menge des Kupfersteins, welche im gerösteten Zustande zur Herstellung der Lauge dient, ist daher grösser als die Menge des Kupfersteins, welche der Elektrolyse unterworfen werden kann.

Das an den Anoden gebildete Ferrisulfat wirkt auflösend auf das an den Kathoden niedergeschlagene Kupfer, falls nicht Diaphragmen eingeschaltet werden. Der Verbrauch an Schwefelsäure zur Herstellung des Elektrolyten ist in Folge der Nothwendigkeit der häufigen Erneuerung des letzteren ein sehr erheblicher. Der elektrische Uebergangswiderstand (an den Anoden) bedingt starke Stromverluste, und schliesslich ist das erhaltene Kupfer nicht von so guter Beschaffenheit, wie das aus Legirungen des Kupfers mit Hülfe des Stromes erhaltene Kupfer.

Für eisenreiche Kupfersteine dürfte daher das Verfahren trotz der durch die Auflösung des Eisens in den Stromkreis eingeführten Hülfsenergie nach den bisherigen Erfahrungen nicht zu empfehlen sein.

An Eisen arme, kupferreiche Kupfersteine dürften aber billiger auf trockenem Wege auf Kupfer zu verarbeiten sein. Bei einem Silbergehalte derartiger Steine dürfte es vortheilhafter sein, dieselben auf silberhaltiges Kupfer zu verarbeiten und erst das letztere der Elektrolyse zu unterwerfen.

c) Die Gewinnung des Kupfers aus Legirungen.

Die Elektrolyse der Legirungen des Kupfers mit Edelmetallen hat seit der kurzen Zeit ihres Bestehens grosse technische und wirthschaftliche Vortheile erzielt und steht auf einer grossen Reihe von Werken in Europa und Amerika in Anwendung. Im Jahre 1865 wurde dieselbe von Elkington eingeführt, welcher Welde'sche magnet-elektrische Maschinen zur Erzeugung des Stromes benutzte. Dann folgte die Hamburger Affinerie unter Wohlwill's Leitung mit Gramme'schen Maschinen und dann Oker unter Bräuning's Leitung mit Siemens'schen Maschinen. Um die Durchführung des Verfahrens mit Siemens'schen Maschinen haben sich Bräuning und die Firma Siemens & Halske grosse Verdienste erworben. Gegenwärtig steht das Verfahren beispielsweise in Anwendung: zu Struthütten bei Siegen, Stadtberge in Westfalen, Oker im Unterharz, Altenau im Oberharz, Mansfeld, Moabit (Kaiser), Wittkowitz in Mähren, Stefanshütte in Ungarn, Brixlegg in Tyrol, Kedabeg im Kaukasus, Werke der Russian Copper Co. im Ural, Biache St. Wast (Pas de Calais), Marseille (Hilarion Roux), Swansea und Birmingham in England, Anaconda (Montana), Great Falls (Montana), Bridge port (Connecticut), Newark (New-Yersey), Boston (Massachusetts), Durango (Colorado), Baltimore, Chicago, St. Louis, Brooklyn in den Vereinigten Staaten, Wallaroo in Australien. Die grossartigste Anlage hs rfasser zu Anaconda gesehen.

'erfahren beruht darauf, dass bei Verwendung der in geeignete isenen Legirung als Anode des Stromkreises, einer ange-

säuerten Kupfervitriollösung als Elektrolyten, von Kupferblechen als Kathode des Stromkreises und bei Anwendung einer geeigneten Stromdichte das Kupfer der Anode aufgelöst und an der Kathode niedergeschlagen wird, während das Silber an der Anode zurückbleibt und als Schlamm auf den Boden des Bades fällt. An der Anode wird SO_4 ausgeschieden und eine entsprechende Menge Kupfer in Lösung gebracht. Durch die Auflösung des Kupfers an der Anode wird eine Hülfsenergie in den Stromkreis eingeführt, welche die elektromotorische Gegenkraft zum grösseren Theile vernichtet. Die Stromarbeit ist daher eine verhältnissmässig geringe. Die Metalle, welche elektropositiver sind als das Kupfer, bleiben bei Anwendung einer geeigneten Stromdichte im Elektrolyten in Lösung, während die mehr elektronegativen Elemente (Silber) an der Anode zurückbleiben. Geht die Stromdichte über gewisse Grenzen hinaus, so werden alle in der Anode vorhandenen Metalle gelöst und an der Kathode niedergeschlagen. Dabei wird das Kupfer spröde und der äussere Widerstand des Stromkreises wird vermehrt. Bei zu geringer Stromdichte wird Kupferoxydul und schliesslich sogar Kupferoxyd an der Kathode niedergeschlagen. Je mehr der Elektrolyt neutral wird, desto eher gehen die elektronegativen Metalle aus der Anode in Lösung und desto leichter werden die elektropositiven Metalle an der Kathode niedergeschlagen. Mit weniger dichten und spröden Anoden lässt sich die Elektrolyse besser ausführen, als mit dichten und geschmeidigen Anoden; mit gegossenen und rasch gekühlten Anoden besser als mit gewalzten Anoden.

Ueber das Verhalten der in silberhaltigem Rohkupfer gewöhnlich vorhandenen Bestandtheile bei der Elektrolyse hat Kiliani (Berg- und Hüttenm. Ztg. 1885 S. 249) eingehende Untersuchungen angestellt, deren Ergebnisse nachstehend dargelegt sind. Dieselben beziehen sich auf eine Klemmspannung von 0,1 bis 0,25 Volt, eine Stromdichte von 20 Ampère auf 1 qm, einen Elektrodenabstand von 5 cm und eine als Elektrolyt dienende Lauge, welche im Liter 150 g Kupfervitriol und 50 g concentrirte Schwefelsäure enthält.

Kupferoxydul geht als schlechter Leiter in den Schlamm, wird aber durch die Säure des Bades allmählich aufgelöst.

Schwefelkupfer (Cu_2S) geht, wenn es, wie gewöhnlich der Fall, in geringen Mengen vorhanden ist, in den Schlamm. Beim Vorhandensein grösserer Mengen dagegen wird es unter Abscheidung von Schwefel zersetzt, bzw. das Kupfer aufgelöst.

Silber, Platin und Gold gehen als Pulver in den Schlamm. Ist aber die Lauge neutral geworden, so kann auch Silber in Lösung gehen und wird dann an der Kathode niedergeschlagen.

Wismuth und Wismuthoxyd werden gelöst, scheiden sich aber grösstentheils secundär als basisches Sulfat ab.

Zinn wird gelöst, fällt aber nach einiger Zeit aus der Lösung als basisches Sulfat aus. Das Zinn wirkt vortheilhaft auf die Beschaffenheit

des an der Kathode niedergeschlagenen Kupfers. Bei der gedachten Stromdichte (20 Amp. pro qm) fällt nämlich aus einer neutralen Lösung von chemisch reinem Kupfervitriol das Kupfer an der Kathode sehr spröde und von knospiger Beschaffenheit aus. Enthält dagegen die Anode grössere Mengen von Zinn, so ist das an der Kathode niedergeschlagene Kupfer geschmeidig und frei von Knospen. Auch wird die Spannung am Bade durch einen grösseren Gehalt der Anoden an Zinn sehr merklich vermindert.

Arsen geht in saurer sowohl als neutraler Lauge als Arsenige Säure in Lösung. Sobald die letztere aber gesättigt ist, geht es als arsenigsaures Salz in den Schlamm. Aus neutraler Lösung geht Arsen in den Kathodenniederschlag, aus saurer Lösung nur dann, wenn sie verhältnissmässig arm an Kupfer ist.

Ist das Arsen in der Anode als arsensaures Salz vorhanden, so geht es, da diese Salze den Strom nicht leiten, beim Vorhandensein neutraler Lösungen ganz in den Schlamm über, beim Vorhandensein saurer Lösungen dagegen wird es allmählich secundär als Arsensäure in Lösung gebracht.

Antimon geht theils in Lösung (bei saurer sowohl als bei neutraler Lauge), theils bleibt es als basisches Sulfat auf der Anode sitzen. Das gelöste Antimon scheidet sich bei längerem Stehen der Lauge als basisches Sulfat aus derselben aus. In der Anode vorhandene antimonsaure Salze geben als Nichtleiter des Stromes zuerst in den Schlamm über, werden aber von der Säure des Bades unter Abscheidung von Antimonsäure langsam zersetzt. Die Basen, an welche die Antimonsäure gebunden war, rufen eine Neutralisirung der Lauge hervor. So lange die Lauge sauer ist und den oben gedachten Kupfergehalt besitzt, geht, selbst wenn sie mit Antimon gesättigt ist, dieses Element nicht an die Kathode über, höchstens kann sich etwas basisches Salz mechanisch an derselben ablagern. Ist die Lauge dagegen annähernd oder vollständig neutral, so wird Antimon mit dem Kupfer an der Kathode niedergeschlagen und der Niederschlag wird spröder. Aber auch in dem Falle, dass die Lauge sauer ist, wird Antimon aus derselben mit dem Kupfer niedergeschlagen, wenn sie zu arm an Kupfer wird.

Blei wird noch vor dem Kupfer angegriffen und geht als unlösliches Bleisulfat in den Schlamm. Ein Bleigehalt macht daher das Bad ärmer an Kupfer.

Eisen, Zink, Nickel und Kobalt sind elektropositiver als das Kupfer und werden daher vor dem Kupfer in Lösung gebracht. Sie machen daher das Bad ärmer an Kupfer und auch an freier Säure.

Eisen geht bei den geringen Stromdichten, welche die Elektrolyse des Rohkupfers erfordert, als Oxydulsalz in Lösung und wird durch die Luft allmählich in Ferrisulfat verwandelt.

An der Anode selbst erscheint das Ferrisulfat erst bei sehr hohen Stromdichten, bei welchen auch Sauerstoff und freie Säure auftreten. Enthält die Lösung nur noch 2 g Kupfer im Liter, während der Rest des

ursprünglichen Kupfergehaltes durch Eisen ersetzt ist, so wird das Ku an der Kathode bereits knospig.

Hiernach kann der Anodenschlamm enthalten: Gold, Platin, Sil Schwefelsilber, Kupferoxydul, Schwefelkupfer, basisches Wismuth-, Zi und Antimonsulfat, Antimonsäure, arsenigsaures Kupfer, arsensaure antimonsaure Metalloxyde, Bleisulfat und Schlacken, mit welchen a Eisen, Kalk, Magnesia und Kieselsäure in den Schlamm gelangen kön Auch fällt immer etwas metallisches Kupfer in Pulverform mit.

Die Anoden werden gleichzeitig an der Oberfläche und im Inn angegriffen.

Durch Aufnahme von Eisen, Zink, Nickel, Kobalt, Mangan, Zi Arsen, Antimon und Wismuth wird der Elektrolyt reicher an den gedach Metallen, dagegen ärmer an Säure und Kupfer.

Die Entarmung der Lauge an Kupfer wird zum Theil dadurch wie aufgehoben, dass eine saure Kupfervitriollösung durch Kupfer zu schwe saurem Kupferoxydul reducirt wird, welches durch die Luft wieder schwefelsaures Kupferoxyd verwandelt wird. Durch diese Nebenreact (welche der Trennung von Kupfer und Silber durch die sogen. Schwe säurelaugerei zu Grunde liegt) wird, so lange die Lauge sauer blei Kupfer gelöst und zwar um so mehr, je geringer die Stromdichte ist u je mehr die Lauge (in Folge rascher Circulation derselben) mit der L in Berührung kommt.

Im Interesse eines ungestörten Betriebes ist es erforderlich, die La durch zeitweisen Zusatz von Schwefelsäure sauer zu erhalten und den nehmenden Kupfergehalt derselben gleichfalls (durch Kupfervitriol) zu setzen.

Die durch die Aufnahme der verschiedenen Metalle aus der An herbeigeführte Neutralisation der Lauge übt in mehrfacher Hinsicht ei sehr nachtheiligen Einfluss auf den Verlauf des elektrolytischen Proze aus. Die Lauge wird schlechter leitend, es gehen fremde Metalle in d Kathodenniederschlag über, und ausser Kupfer wird auch Kupferoxydul der Kathode niedergeschlagen.

Die Leitungsfähigkeit der Lauge nimmt mit dem Neutralwerden d selben derartig ab, dass bei 5 cm Elektrodenentfernung und beim Glei bleiben aller übrigen Verhältnisse die Potentialdifferenz am Bade 0,1 Volt auf 0,25 Volt steigt. Es gehen die oben erwähnten Metalle Ars Antimon und Zinn in den Kathodenniederschlag über und machen d selben spröde. Es reicht ferner die angewendete Stromdichte nicht m aus, um das Kupfersulfat im Elektrolyten vollständig zu zerlegen. Es f daher mit dem Kupfer eine gewisse Menge Kupferoxydul an der Kath aus, welches den Niederschlag so spröde macht, dass er sich im Mö pulvern lässt. Ist die Lauge sauer, so wird das Kupferoxydul secun wieder gelöst. Bei neutraler Lauge dagegen bleibt es auf der Kath sitzen.

Zur Erzielung eines guten Kupfers ist ferner eine möglichst lebhafte Circulation der Lauge erforderlich, da das Kupfer an der Kathode um so reiner und geschmeidiger ausfällt, je schneller die Lauge circulirt.

Wenn die Lauge nicht bewegt wird, so wird sie an der Anode kupferreicher, an der Kathode dagegen kupferärmer. Die kupferärmere Lauge steigt in der Flüssigkeit in die Höhe, wodurch eine Flüssigkeitsschicht von grösserem Widerstande in den Stromkreis gelangt. Hierdurch wird es ermöglicht, dass neben dem Kupfer auch andere Metalle oder Wasserstoff abgeschieden werden.

Aus der nachstehenden Zusammenstellung einer Anzahl von Versuchen von Kiliani ist die Einwirkung der Verunreinigungen in Anoden und Lauge sowie der Bewegung der Lauge auf die Potentialdifferenz am Bade ersichtlich. Die Versuche beziehen sich auf einen Elektrodenabstand von 5 cm und eine Stromdichte von 20 Ampère auf 1 qm.

1 Liter Lauge enthält	Anode	Spannung in Volt	
		mit Bewegung der Lauge	ohne Bewegung der Lauge
150 g krystallisirtes Kupfersulfat und 50 gr Schwefelsäure	Reinkupfer	0,095	0,095
	Schwarzkupfer	0,120	0,120
	Kupferstein	0,40	0,40
150 g krystallisirtes Kupfersulfat	Reinkupfer	0,24	0,243
	Schwarzkupfer	0,275	0,278
	Kupferstein	0,532	0,535
7,96 g krystallisirter Kupfervitriol; 158,2 g krystallisirter Eisenvitr. u. 50 g Schwefelsäure	Reinkupfer	0,22	0,75
	Schwarzkupfer	0,25	0,75
	Kupferstein	0,50	1,00
Dieselbe Lösung ohne Schwefelsäure	Reinkupfer	0,30	1,10
	Schwarzkupfer	0,35	1,15
	Kupferstein	0,75	1,30

Die Schwarzkupferanode enthielt 96,6 % Kupfer, 0,403 % Silber, 0,011 % Gold, 1,23 % Arsen, 1 % Eisen und 0,54 % Schwefel.

Was nun das Verhältniss von Stromstärke und Spannung anbetrifft, so kann bei gegebener Arbeitskraft die nämliche Menge von Kupfer sowohl bei hoher Stromstärke und niedriger Spannung als auch bei geringer Stromstärke und hoher Spannung erhalten werden. Beispielsweise ist es gleichgültig, ob eine Maschine mit 30 Volt Klemmspannung und 120 Ampère Stromstärke oder eine solche mit 15 Volt Spannung und 240 Ampère Stromstärke angewendet wird. Es ist nur erforderlich, dass in beiden Fällen die Stromdichte die nämliche ist, d. i., dass auf eine bestimmte Elektrodenfläche die gleiche Stromstärke kommt. Als am meisten geeignete Stromdichte bei der Elektrolyse des Kupfers werden 20 bis 30 Ampère pro qm angegeben. Die Maschinen mit niedriger Spannung erfordern sehr starke und kurze Leitungen. Auch ist der Betrieb mit denselben durch die geringsten Widerstandserhöhungen in den Bädern viel leichter Störungen

ausgesetzt als bei Anwendung höherer Spannungen. Man giebt dessh den neueren Maschinen grössere elektromotorische Kraft und gering Stromstärke.

Bei hoher Stromstärke wendet man eine geringe Anzahl von Zell bei niedriger Stromstärke eine entsprechend grössere Zahl derselben a

Aus der nachstehenden Tabelle ist die Leistungsfähigkeit verschieden Dynamomaschinen von Siemens & Halske auf dem Hüttenwerk zu Ok angegeben.

Effect des Motors in Pferdestärken	Dynamo-Modell Siemens & Halske	Klemmspannung in Volt	Stromstärke in Ampère	Poleffect in Volt-Ampère	Zellenzahl	Kupfernieder schlag in 24 Stunde kg
7—8	C′	3,5	1000	3500	12	250—300
"	cF_8	30	120	3600	80	"
"	cH_7	15—20	240	3600—4800	40—50	"

Die Leistungsfähigkeit einiger Werke mit Gramme-Maschinen ist nac stehend angegeben.

	Anlage Oeschger, Mesdach & Co., Biache St. Waast, Pas de Calais	Anlage Hilarion Roux, Marseille
Maschine	Gramme	Gramme
Pferdekraft	8	5
Klemmspannung in Volt	4	8
Stromstärke, Ampère	700	300
Anzahl der hintereinandergeschalteten Bäder	20	40
Wirksame Kathodenfläche in 1 Bad qm	21,1	22,5
Stromdichte, Ampère in qm	33,1	13,3
Kupferniederschlag in 24 Std. kg	400	250
Raff. Kupfer pro Stunde und Pferdekraft in kg	2,08	2,08

In der norddeutschen Affinerie zu Hamburg benutzt man ebenfa Gramme'sche Maschinen. Dieselben liefern bei einem Verbrauch von Pferdekraft eine elektromotorische Kraft von 27 Volt und eine Stromstär von 300 Ampère. Die Zahl der hintereinandergeschalteten Bäder betr 60, die Anodenoberfläche eines Bades 15 qm. Der Kupferniederschlag p 24 Stunden beträgt 900 kg (3,12 kg pro Stunde und Pferdekraft).

Die Einrichtung eines Bades für die Elektrolyse von Kupferlegirung ergiebt sich aus den nachstehenden Figuren 169 bis 171.

LL sind die kupfernen Leitungsstangen an, welchen die Anodenplatten und die Kathodenbleche K abwechselnd aufgehängt werden. Die Anod stangen sind mit + bezeichnet, die Kathodenstangen mit —. Der W des elektrischen Stromes ist durch horizontale Pfeile angedeutet. I Art der Hintereinanderschaltung der Bäder ist aus den Figuren 170 u 171 ersichtlich.

An jeder Längswand des Bades ist eine Holzlatte befestigt, in welche Holzpflöcke eingesetzt sind. Die letzteren halten die einzelnen Elektroden-



Fig. 169.

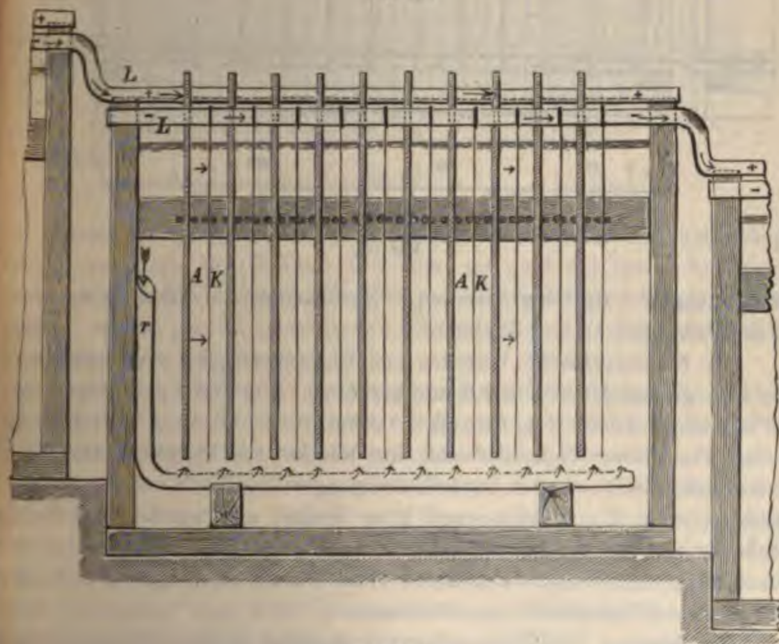


Fig. 170.

platten zur Vermeidung von Kurzschlüssen in dem richtigen Abstande. Der Elektrolyt füllt die Zellen fast bis zur Höhe der untersten Leitungsstangen.

Die Kästen der Bäder werden aus starken Holzbohlen hergestellt und ausserhalb durch kräftige Holzlatten versteift. Im Innern werden sie mit Bleiblech ausgeschlagen. Sie besitzen eine von der Zahl der Elektroden abhängige Länge von 1 bis 3 m und mehr. Der Boden muss so tief unter den unteren Kanten der Elektroden liegen, dass Kurzschlüsse zwischen den letzteren und dem auf dem Boden abgelagerten Schlamm nicht eintreten können.

Die Leitungsstangen werden aus Elektrolytkupfer angefertigt. Sie besitzen einige Centimeter Stärke und sind so anzuordnen, dass jede Elektrode ohne Weiteres entfernt und durch eine neue ersetzt werden kann.

Die Anoden werden so (in gusseiserne Formen) gegossen, dass sie an den 2 obern Ecken Ohren erhalten, vermittelst deren sie an den Anoden-

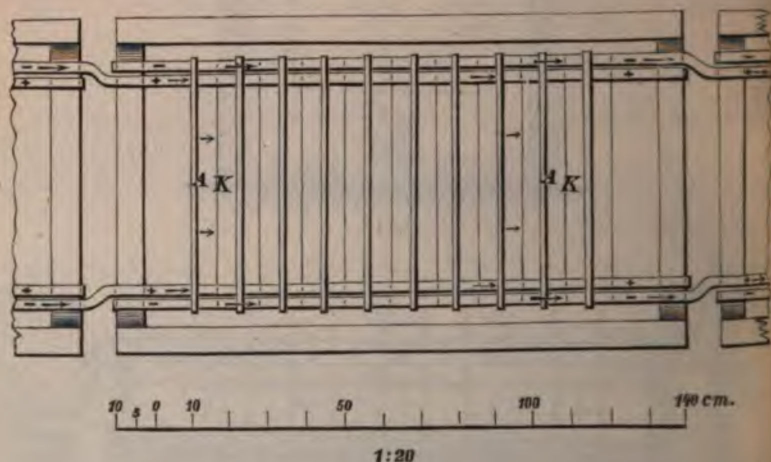


Fig. 171.

leitungsstangen aufgehängt werden. Sie besitzen in Oker 1 m Länge, 0,5 m Breite und 15 mm Dicke.

Die Kathodenbleche bestehen aus Elektrolytkupfer und besitzen nur eine sehr geringe Dicke (bis 0,3 mm herunter). Um den Kupferniederschlag in Plattenform leicht von denselben entfernen zu können, bestreicht man sie mit Petroläther und überzieht ihre Ränder mit Paraffin. Man hängt die Kathodenbleche an den Kathodenleitstangen mit Hülfe von Kupferblechstreifen (von c. 2 mm Dicke und 2 cm Breite) auf, welche auch an die Bleche angenietet sein können. Die Verbindungsstellen müssen über dem Flüssigkeitsspiegel liegen oder durch einen Paraffinüberzug gegen die Einwirkung der Flüssigkeiten geschützt sein.

Der Abstand der Elektroden von einander beträgt erfahrungsmässig am besten 5 cm.

Eine eigenthümliche Anordnung der Elektroden (Hintereinanderschaltung in den Bädern) hat der Verfasser auf den Anaconda-Werken in Montana

gesehen. Dieselbe ist dem Erfinder O. Stalmann in den Vereinigten Staaten von Nordamerika patentirt (Patent No. 467350 dated January 19. 1892 und Patent No. 467484 dated January 19. 1892).

Die erste Anode und die letzte Kathode eines jeden Bades sind für sich aufgehängt, während die zwischen denselben befindlichen Elektroden zu von einander unabhängigen Paaren vereinigt sind. Jedes dieser Paare besteht aus einer Kathodenplatte und einer Anodenplatte, deren einander zugekehrte Oberflächen durch eine Isolirschicht von Glas, Asbest oder Luft von einander getrennt sind, während sie andrerseits durch Schrauben oder Drähte von Kupfer leitend mit einander verbunden sind. Der Strom geht zuerst zur ersten selbstständig für sich aufgehängten Anode, tritt dann durch den Elektrolyten nach der Kathode des ersten Elektrodenstromes, gelangt durch die leitende Verbindung nach der mit derselben verbundenen Anode, tritt von dieser durch den Elektrolyten nach der Kathode des zweiten Paares, gelangt durch die leitende Verbindung nach der Anode des zweiten Paares, tritt durch den Elektrolyten nach der Kathode des dritten Paares



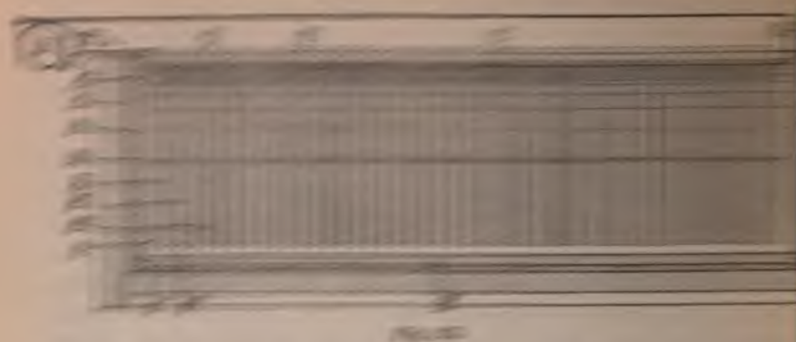
Fig. 172.

und gelangt in dieser Weise bis in die selbstständig für sich aufgehängte Kathode am Ende des Bades. Von hier aus geht der Strom bei hintereinandergeschalteten Bädern nach der ersten Anode des folgenden Bades, während er bei parallel geschalteten Bädern nach dem negativen Pol der Dynamomaschine zurückkehrt.

Am besten lässt sich die Einrichtung aus den Figuren No. 172 bis 178 ersehen. A A^1 sind zwei ineinandergesteckte Holzkästen, welche das Bad bilden. Der Zwischenraum zwischen beiden Kästen ist mit einem Material, welches das Durchdringen des Elektrolyten verhindert, wie Asphalt oder Cement, ausgefüllt. C C^1 C^2 u. s. f. sind die an den Ohren c aufgehängten Anodenplatten. Die Ohren liegen entweder unmittelbar auf den langen Seitenwänden des Bades oder auf Kautschuck oder Holzlatten oder irgend einem sonstigen, nicht leitenden Stoffe. E E^1 E^2 sind die aus Kupferblech hergestellten Kathodenplatten, welche gleichfalls in dem Bade bzw. dem Elektrolyten hängen.

D ist die Dynamomaschine. Die erste Anode C des Bades ist durch die Leitstange H mit dem positiven Pole derselben verbunden. Die

[illegible]







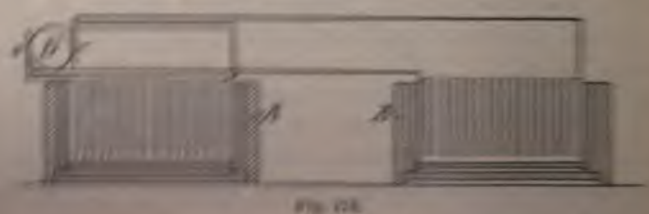


Fig. 174.

platte [illegible] 76) leitend verbunden. Zwischen beiden Platten [illegible]
zwischenraum.

Die zweite Kathodenplatte E^1 ist mit der dritten Anodenplatte C^2 in der nämlichen Weise verbunden.

In gleicher Weise sind die sämmtlichen folgenden Kathoden- und Anodenplatten bis auf die letzte Kathodenplatte zu Paaren verbunden. Die letzte Kathodenplatte, welche für sich allein ist, steht durch die negative Leitstange G mit dem negativen Pol der Dynamomaschine in Verbindung. Die einzelnen Plattenpaare sind durch Knöpfe von Glas oder Porzellan, welche an den inneren langen Seiten der Bäder passend befestigt sind, von einander getrennt.

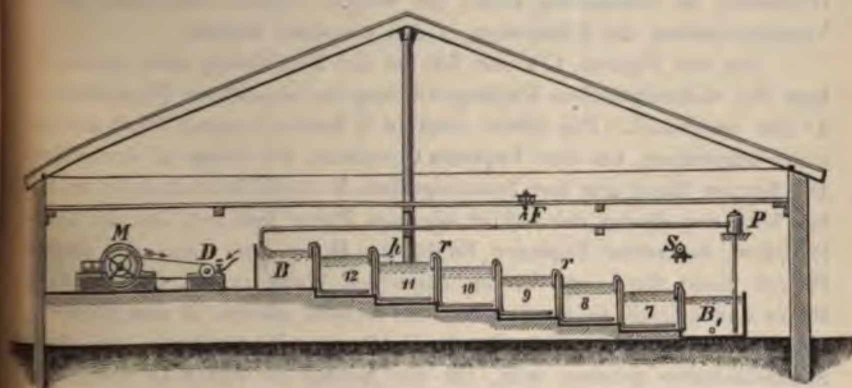


Fig. 179.

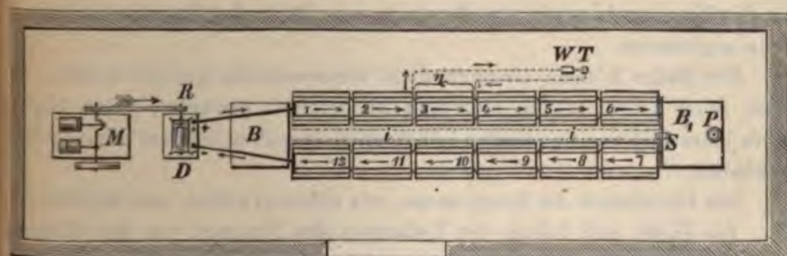


Fig. 180.

Sollen mehrere Bäder angewendet werden, so steht die letzte Kathode bei Hintereinanderschaltung derselben mit der ersten Anode des folgenden Bades in leitender Verbindung (Fig. 177), während die letzte Kathode des letzten Bades mit dem negativen Pole der Dynamomaschine leitend verbunden ist. Bei Parallelschaltung der Bäder (Fig. 178) hat jedes Bad seine besondere leitende Verbindung mit dem positiven und negativen Pol der Dynamomaschine.

Bei der beschriebenen Einrichtung geht also der Strom zur ersten Anode, geht dann durch den Elektrolyten zur ersten Kathode (des ersten Elektrodenpaares), indem er an derselben Kupfer und an der Anode SO_4 niederschlägt, geht dann durch die Leitungen dieses Paares nach der zweiten Anode, tritt durch den Elektrolyten, welchen er in gleicher Weise zersetzt, nach der zweiten Kathode (des zweiten Elektrodenpaares), geht durch die Leitungen des dritten Paares nach der dritten Anode u. s. f. bis zur letzten Kathode, von wo er seinen Weg durch die negative Leitungsstange nach dem negativen Pol der Dynamomaschine nimmt.

Bei diesem System, welches in Anaconda (Montana) und in Durango (Colorado) in Anwendung steht, ist weniger Kupfer erforderlich als bei Parallelschaltung der Elektroden in den einzelnen Bädern.

Aus den Figuren 179 und 180 ist die Einrichtung einer ganzen Anlage zur elektrolytischen Kupfergewinnung im ungefähren Maassstabe von 1:200 ersichtlich. Die Bäder sind in 2 Reihen treppenförmig untereinander angeordnet, um eine bequeme Circulation der Lauge zu ermöglichen. Die letztere fliesst aus dem Sammelgefässe B durch Rohrleitungen aus Blei bis über den Boden der beiden obersten Bäder und tritt aus den durchlöcherten, horizontal liegenden Enden der Rohre aus. Aus den obersten Bädern fliesst die Lauge in der nämlichen Weise in die nächst unteren Bäder und gelangt schliesslich aus den tiefsten Bädern in den Sammelbehälter B^1, aus welchem sie durch die Pumpe P wieder in den oberen Sammelbehälter gehoben wird, um von Neuem die Bäder zu durchlaufen.

M ist die Betriebsdampfmaschine, deren Kraft durch Riemen der Dynamomaschine D zugeführt wird. Der Weg des elektrischen Stromes von den Klemmschrauben der Maschine aus durch den Stromkreis ist durch Pfeile angedeutet.

Die Bäder können ziemlich dicht hintereinander gestellt werden. Dagegen muss zwischen den einzelnen Bäderreihen genügend Raum bleiben, um an jedes Bad von den beiden Längsseiten desselben bequem herangelangen zu können.

Die Circulation der Lauge muss, wie schon erwähnt, eine lebhafte sein.

Die Dicke und Länge der Leitungen des Stromes von den Klemmen der Dynamomaschine nach den Bädern hängt von der Spannung und Stromstärke der Maschine sowie von der Zahl der hintereinandergeschalteten Bäder ab. Sie muss um so dicker und kürzer sein, je grösser die Stromstärke ist. Bei den bekannteren elektrolytischen Anlagen hat man den Querschnitt der Leitung so gewählt, das auf jedes Quadratcentimeter desselben 40 bis 120 Ampère entfallen (d. i. 0,4 bis 1,2 Ampère pro Quadratmillimeter).

Die an den Kathoden niedergeschlagenen Kupferplatten erhalten etwas geringere Stärke als die Anodenplatten.

Das Verfahren der elektrolytischen Kupfergewinnung hat den Nachtheil, dass die Herstellung der Anlagen kostspielig ist, dass der Nieder-

schlag des Kupfers an den Kathoden bzw. die Auflösung der Anoden verhältnissmässig langsam von Statten gehen, so dass das Kupfer längere Zeit als totes Kapital in den Bädern verweilt, und dass, besonders bei unreinen Kupfersorten, eine häufige Erneuerung des Elektrolyten erforderlich ist. Diese Nachtheile werden indess in den meisten Fällen durch die gute Qualität des erhaltenen Kupfers und den Werth der im Anodenschlamm enthaltenen Edelmetalle mehr als ausgeglichen.

Blei.

Physikalische Eigenschaften.

Das Blei hat eine eigenartige bläulich-graue Farbe und einen starken Glanz. An der Luft verliert es diesen Glanz und erhält eine mattgraue Oberfläche. Es ist so weich, dass es sich mit dem Nagel ritzen und mit dem Messer schneiden lässt. Die Weichheit ist um so grösser, je reiner das Blei ist. In Folge seiner Dehnbarkeit lässt es sich zu dünnen Platten auswalzen und nach vorgängiger Erwärmung bis zu einer gewissen Temperatur zu hohlen Cylindern pressen und zu Röhren ziehen. Dagegen sind seine Festigkeit und Zähigkeit sehr gering, so dass es sich nicht zu feinen Drähten ziehen lässt. Das specifische Gewicht des Bleis wird zwischen 11,254 und 11,395 angegeben. Durch Auswalzen wird dasselbe nur in geringem Maasse erhöht. Nach Knab (Traité de Métallurgie, Paris 1891) beträgt das spec. Gew. des gegossenen Bleis 11,352, des gewalzten Bleis 11,358. Das spec. Gew. des Bleis ist um so höher, je reiner das Blei von fremden Metallen ist und giebt daher ein Anhalten für die Weichheit des Bleis. Es krystallisirt in den Formen des regulären Systems. Es schmilzt bei 334—336° C. Bei Luftzutritt verdampft es schon in starker Rothglut in sehr erheblichem Maasse, bei Luftabschluss nur in sehr geringem Maasse. In der Weissglut (1600 bis 1800°) siedet es.

Die Leitungsfähigkeit des Bleis für Wärme und Elektricität ist gering. Nach Wiedemann und Franz ist die Wärmeleitungsfähigkeit des Bleis bei 12° C. = 8,5, wenn die des Silbers = 100 gesetzt wird; die Leitungsfähigkeit für Electricität ist bei der nämlichen Temperatur = 10,7, wenn die des Silbers = 100 gesetzt wird.

Antimon, Arsen, Kupfer und Zink beeinträchtigen die Weichheit des Bleis, wenn sie demselben in erheblicher Menge beigemengt sind.

Antimon und Arsen machen das Blei spröder, härter und leichtschmelziger. Für die Herstellung von Hartblei oder Antimonialblei ist das Antimon sehr erwünscht, indem das Hartblei, dessen Antimongehalt über 20 % steigen kann, zur Herstellung von Lettern, Lagermetall, Schrot, Geschossen u. s. w. Verwendung findet. Zur Herstellung von Walzblei dagegen ist das Antimon und auch das Arsen sehr hinderlich.

In ähnlicher Weise wie durch Antimon und Arsen wird die Weichheit des Bleis auch durch Schwefelmetalle beeinträchtigt.

Wismuth wirkt in geringen Mengen nicht schädlich auf die physikalischen Eigenschaften des Bleis ein. Auf die Walzbarkeit des Bleis wirkt es selbst in erheblichen Mengen nicht schädlich ein, indem nach in Freiberg angestellten Versuchen von Burggraf (Junge, Der combinirte Pattinson- und Parkesprozess auf der Muldener Hütte bei Freiberg. Jahrbuch für das Berg- und Hüttenwesen im Königreich Sachsen auf das Jahr 1888 S. 8) Blei mit 1,920 % Wismuth sich ebenso gut zu Blechen auswalzen liess wie wismuthfreies Weichblei.

Kupfer findet sich in dem gehörig raffinirten Blei in so geringen Mengen, dass es auf die physikalischen Eigenschaften desselben nicht schädlich einwirkt. Dagegen wirkt es bei der Verwendung des Bleis zur Glas- und Bleiweissfabrikation schon in geringen Mengen nachtheilig ein, indem es dem Glase und dem Bleiweiss eine grüne Farbe ertheilt. (Nach Versuchen von Hampe trat im Boraxglase bei 0,0009 % Gehalt Kupferoxyd eine kaum sichtbare, dagegen bei 0,0012 % Kupferoxyd eine deutlich grüne Färbung ein.)

Eisen, Zink, Nickel und Kobalt sind gleichfalls in den gehörig raffinirten Bleisorten nur in so geringen Mengen vorhanden, dass diese Körper nicht schädlich auf die physikalischen Eigenschaften des Bleis einwirken.

Chemische Eigenschaften.

Das Blei verändert sich in trockener Luft nicht, dagegen überzieht es sich in gewöhnlicher Luft mit einer dünnen grauen Haut von Bleisuboxyd (Pb_2O).

Wird Blei bei Luftzutritt geschmolzen, so läuft es zuerst mit bunten Farben an und bedeckt sich dann mit einem wesentlich aus Bleisuboxyd bestehenden grauen Pulver, der sog. Bleiasche. In der Rothglut verwandelt sich das Blei in Bleioxyd und bei längerem Erhitzen des letzteren in Mennige (Pb_2O_3 oder Pb_4O_5).

Mässig concentrirte Salpetersäure löst das Blei leicht auf. Durch Salzsäure und kalte Schwefelsäure unter 60° B. wird Blei in Stückform oder in dichten Massen nur wenig angegriffen, indem es an der Oberfläche in Chlorblei bzw. Bleisulfat verwandelt wird, welche Verbindungen das Blei gegen die weitere Einwirkung der betreffenden Säuren schützen. Blei in fein vertheiltem Zustande dagegen wird durch Salzsäure und Schwefelsäure langsam in Chlorblei bzw. Bleisulfat umgewandelt. Concentrirte heisse Schwefelsäure greift das Blei ziemlich stark an.

Die für die Gewinnung des Bleis wichtigen chemischen Reactionen der Verbindungen dieses Metalles.

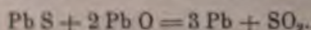
Bleioxyd (Pb O).

Das Bleioxyd schmilzt in starker Rothglut, ist aber erst in der Weissglut flüchtig. Es löst sich leicht in Salpetersäure und Essigsäure auf. Mit Kieselsäure bildet es in der Schmelzhitze ein leichtflüssiges Silicat. Gegen sehr starke Basen, wie Kali, Natron, Baryt und Kalk, verhält es sich wie eine Säure und löst sich in denselben auf.

Das Bleioxyd bildet sich beim Erhitzen des Bleis an der Luft. Wird die Temperatur beim Erhitzen unter der Schmelzhitze des Bleioxyds gehalten, so stellt es ein gelbes, amorphes Pulver, das sogen. Massicot, dar. Wird die Temperatur dagegen so hoch gehalten, dass das Bleioxyd schmilzt, so stellt es eine durchsichtige orangefarbige Flüssigkeit und nach dem Erstarren eine krystallinische Masse von rother oder gelber Farbe dar. Man nennt dieses Bleioxyd, welches man beim Abtreiben des Bleis vom Silber erhält, Bleiglätte. Nach der Farbe unterscheidet man gelbe Glätte oder Silberglätte und rothe Glätte oder Goldglätte. Beide Arten der Glätte weichen in ihrer chemischen Zusammensetzung nicht von einander ab. Die gelbe Glätte färbt sich beim Erhitzen roth und nimmt beim Erkalten wieder ihre gelbe Farbe an. Die rothe Glätte nimmt eine gelbe Farbe an, wenn man sie nach dem Erhitzen rasch abkühlt. Grössere Massen geschmolzener Glätte zerfallen bei langsamer Abkühlung unter Aufschwellen, indem sie ein feines Pulver und metallisch glänzende krystallinische Schuppen bilden. Diese Erscheinung soll in der Absorption von Sauerstoff durch die geschmolzene Glätte und in der Abgabe desselben beim Erstarren der letzteren ihren Grund haben. Bei längerem Liegen an der Luft zieht die Glätte langsam Kohlensäure an.

Beim Erhitzen mit Kohle und Kohlenoxyd wird das Bleioxyd sehr leicht zu Blei reducirt.

Wird Bleioxyd mit Schwefelblei in dem Verhältniss von 2 Molecülen Bleioxyd auf 1 Molecül Schwefelblei bis zu heller Rothglut erhitzt, so wird das gesammte Blei beider Verbindungen unter Entwicklung von Schwefliger Säure ausgeschieden nach der Gleichung:



$$PbS + 2PbO = 3Pb + SO_2.$$

Das über dieses Verhältniss hinaus vorhandene Bleioxyd bleibt unzersetzt.

Mit anderen Metalloxyden bildet das Bleioxyd schmelzbare Gemische, auch wenn die betreffenden Oxyde für sich nicht schmelzbar sind.

Das Bleioxyd hat die Eigenschaft, an manche Metalle und Schwefelmetalle [illegible] Ausscheidung einer äquivalenten Menge Blei Sauerstoff ab-

zugeben. So werden Antimon, Arsen, Zinn, Wismuth, Kupfer, Zink und Eisen mehr oder weniger vollständig durch dasselbe oxydirt.

Mennige ist eine Verbindung von Bleioxyd mit Bleisuperoxyd und hat die Formel $Pb_3 O_4$. Sie stellt ein hellrothes Pulver dar und wird durch längeres Erhitzen von amorphem Bleioxyd (Massicot) bei einer Temperatur von 300° C. erhalten. In höherer Temperatur zerfällt sie in Sauerstoff und Bleioxyd.

Schwefelblei (Pb S)

findet sich in der Natur als Bleiglanz und lässt sich künstlich durch Zusammenschmelzen von Schwefel und Blei (sowie durch Zusatz von Schwefelwasserstoff zu der Lösung eines Bleisalzes) herstellen. Auch bildet es sich bei Schmelzprozessen als Sublimat an den kälteren Theilen der Ofenwände.

Das Schwefelblei schmilzt, bei Luftabschluss erhitzt, in starker Rothglut zu einer dünnflüssigen Masse und verflüchtigt sich in stärkerer Hitze. Durch irdene Schmelztiegel dringt das geschmolzene Schwefelblei leicht hindurch.

Nach Fournet soll sich das Schwefelblei beim Glühen im Kohlentiegel unter Entweichen eines Theiles Schwefel in eine Masse verwandeln, welche in ihrem oberen Theile aus Einfach-Schwefelblei (Pb S), in ihrem unteren Theile dagegen aus Halb-Schwefelblei ($Pb_2 S$) bestehen soll.

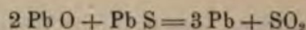
Dieses Halb- oder Unterschwefelblei soll man rein durch Zusammenschmelzen gleicher Molecüle von Blei und Bleiglanz unter einer Boraxdecke als eine dunkelgraue, blättrige Masse erhalten. Nach Bredberg soll man eine noch niedrigere Schwefelungsstufe des Bleis, das Viertelsulfuret: $Pb_4 S$ erhalten, wenn die gedachte Schmelzung ohne Borax im Kohlentiegel ausgeführt wird. Die Existenz dieser Subsulfurete steht indess noch nicht fest. Nach den Versuchen von Percy lassen sich Blei und Einfach-Schwefelblei in allen Verhältnissen zu Massen zusammenschmelzen, welche im flüssigen Zusande homogen erscheinen, nach dem Erstarren aber aus deutlich geschiedenen Massen von Blei und Einfach-Schwefelblei bestehen.

Wird Schwefelblei an der Luft geglüht (geröstet), ohne dass ein Schmelzen oder Teigigwerden eintritt, so wird es bei hinreichender Dauer des Glühens in Bleioxyd, welchem eine gewisse Menge von Bleisulfat bei gemengt ist, übergeführt.

Unterbricht man den Glühprozess früher, so erhält man ein Gemenge von Bleioxyd, Bleisulfat und Schwefelblei, dessen Zusammensetzung von der Dauer der Röstung abhängig ist.

Bleioxyd und Bleisulfat wirken zerlegend auf Schwefelblei ein, sobald die Temperatur bis zum Zusammenschmelzen oder Teigigwerden der Massen gesteigert wird.

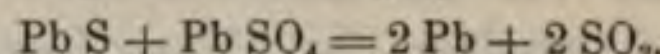
Wie schon erwähnt, wirkt Bleioxyd auf Schwefelblei nach der Gleichung:



$$2\,PbO + PbS = 3\,Pb + SO_2$$

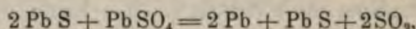
ein.

Bleisulfat wirkt, wenn auf ein Molecül Schwefelblei ein Molecül Bleisulfat vorhanden ist, so ein, dass alles Blei aus beiden Verbindungen unter Entwicklung von Schwefliger Säure ausgeschieden wird nach der Gleichung:



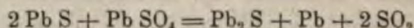
$$PbS + PbSO_4 = 2\,Pb + 2\,SO_2.$$

Ist Schwefelblei im Ueberschusse vorhanden, so bleibt eine entsprechende Menge desselben unzersetzt, während nach denjenigen Metallurgen, welche die Existenz des Unterschwefelbleis annehmen, neben Blei und Schwefliger Säure Unterschwefelblei entsteht. Im ersteren Falle würde beispielsweise beim Verhältnisse von 2 Molecülen Schwefelblei zu einem Molecüle Bleisulfat die Zersetzung nach der Gleichung:



$$2\,PbS + PbSO_4 = 2\,Pb + PbS + 2\,SO_2,$$

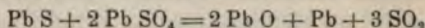
im letzteren Falle nach der Gleichung:



$$2\,PbS + PbSO_4 = Pb_2S + Pb + 2\,SO_2$$

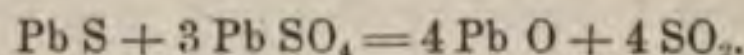
verlaufen.

Ist Bleisulfat im Ueberschusse vorhanden, so erhält man je nach der Menge desselben ausser Blei noch Bleioxyd oder Bleioxyd allein. Beispielsweise verläuft die Zersetzung beim Vorhandensein von zwei bzw. drei Molecülen Bleisulfat auf 1 Molecül Schwefelblei nach den Gleichungen:



$$PbS + 2\,PbSO_4 = 2\,PbO + Pb + 3\,SO_2$$

bzw.



$$PbS + 3\,PbSO_4 = 4\,PbO + 4\,SO_2.$$

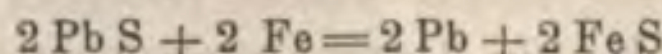
Auf Grund der gedachten Reactionen ist man in der Lage, durch Röstung des Schwefelbleis bis zu einem bestimmten Grade und darauffolgende stärkere Erhitzung der Massen metallisches Blei ausscheiden zu können.

Wird Schwefelblei mit Alkalien oder alkalischen Erden geschmolzen, so tritt eine Zersetzung desselben ein, indem Blei ausgeschieden wird und Schwefelmetalle und Sulfate entstehen.

Wird Schwefelblei mit Kupferoxyd geschmolzen, so erhält man neben kupferhaltigem Blei eine Schwefelverbindung von Kupfer und Blei sowie ein Gemenge von Kupferoxydul und Bleioxyd.

Eisenoxyd und Eisenoxydul scheiden aus Schwefelblei kein Blei ab.

Schmilzt man Schwefelblei mit Eisen zusammen, so wird metallisches Blei unter Bildung von Schwefeleisen ausgeschieden. Diese Zerlegung geht indess nicht in der Weise vor sich, dass das gesammte Blei metallisch ausgeschieden wird, wie es nach der Gleichung

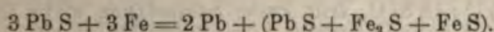


$$2\,PbS + 2\,Fe = 2\,Pb + 2\,FeS$$

geschehen müsste, sondern es geht bei der grossen Neigung des Schwefeleisens, mit dem Schwefelblei Doppel-Schwefelverbindungen zu bilden, stets ein Theil Schwefelblei in diese Doppel-Schwefelverbindungen (den sogen.

Bleistein) über. Anstatt der 86,6 % des Schwefelbleis betragenden Gesammtmenge des Bleis erhält man daher nur 72 bis 79 % von dem Gewichte des Schwefelbleis an Blei, während der Rest als Schwefelblei in die Schwefeleisen-Schwefelblei-Verbindung, den Bleistein, übergeht.

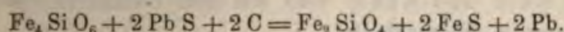
Nach den Erfahrungen auf den Hüttenwerken des Oberharzes hängt die Menge des in den Schmelzöfen aus dem Schwefelblei durch Eisen abgeschiedenen Bleis sowohl von der bei der Zersetzung desselben herrschenden Temperatur als auch von der Menge des Eisens ab. Die Abscheidung des Bleis ist um so vollständiger, je höher die Temperatur ist. Dasjenige Verhältniss zwischen Eisen und Schwefelblei, bei welchem die Ausscheidung des Bleis am günstigsten verläuft, ist 20—25 Theile Eisen auf 100 Theile Schwefelblei. Dieses Verhältniss entspricht ungefähr gleichen Molecülen von Schwefelblei und Eisen und lässt sich durch die nachstehende Gleichung ausdrücken:



$$3\,PbS + 3\,Fe = 2\,Pb + (PbS + Fe_2S + FeS).$$

Ist das Eisen in geringerer Menge vorhanden, so wird weniger Blei ausgeschieden. Bei einem Ueberschusse von Eisen wird zwar eine vermehrte Ausscheidung von Blei erreicht, dieselbe ist aber viel geringer, als dem über das gedachte Verhältniss hinausgehenden Zusatze von Eisen entspricht.

Beim Zusammenschmelzen von Schwefelblei mit Kupfer wird das erstere leicht, aber auch nicht vollständig zerlegt. Zink und Zinn wirken nur wenig, Antimon gar nicht auf das Schwefelblei ein. Durch basische Eisensilicate (Subsilicate) wird aus dem Schwefelblei in der Schmelzhitze bei Gegenwart von Kohle Blei ausgeschieden; z. B. nach der Gleichung:

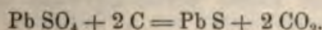


$$Fe_4SiO_6 + 2\,PbS + 2\,C = Fe_2SiO_4 + 2\,FeS + 2\,Pb.$$

Bleisulfat ($PbSO_4$)

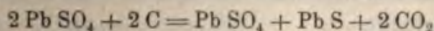
schmilzt in starker Hitze, ist dagegen nur sehr wenig flüchtig.

Durch eine hinreichende Menge von Kohle wird es in starker Hitze unter Entstehung von Kohlensäure zu Schwefelblei reducirt nach der Gleichung:

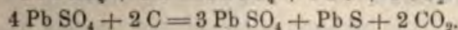


$$PbSO_4 + 2\,C = PbS + 2\,CO_2.$$

Ist die Kohle in geringerer Menge vorhanden, so bleibt ein Theil des Bleisulfats unzersetzt, wie die nachstehenden Gleichungen darlegen:



$$2\,PbSO_4 + 2\,C = PbSO_4 + PbS + 2\,CO_2$$



$$4\,PbSO_4 + 2\,C = 3\,PbSO_4 + PbS + 2\,CO_2.$$

Beim Erhitzen mit Schwefelblei wird das Bleisulfat in der oben (Seite 280) dargelegten Weise zerlegt.

Beim Zusammenschmelzen mit Kieselsäure wird das Bleisulfat unter Entweichen von Schwefelsäure bzw. von Schwefliger Säure und Sauerstoff in Bleisilicat verwandelt.

Durch wässerige Lösungen der Chlorverbindungen der Alkalimetalle sowie des Chlorcalciums wird Bleisulfat aufgelöst. Aus der Lösung lässt sich das Blei durch Zink und Eisen ausfällen.

Bleicarbonat ($PbCO_3$).

Das Bleicarbonat wird in der Hitze (200° C.) in Bleioxyd und Kohlensäure zerlegt. Beim Erhitzen mit Kohle und Kohlenoxyd bis zu der Reductionstemperatur des Bleioxyds wird das Bleicarbonat zu Blei reducirt.

Bleisilicat.

Nach den Untersuchungen von L. Beck in dem Laboratorium von Percy in London sind alle Bleisilicate bis zum Trisilicate ($Pb_2Si_3O_8$) leicht schmelzbar. Die höheren Silicirungsstufen sind strengflüssig. Bei dem Verhältnisse $PbO : 18 SiO_2$ tritt keine Schmelzung mehr ein. Man erhält nur eine zusammengefrittete Masse.

Durch Erhitzen mit Kohle wird nur aus den basischen, leicht schmelzbaren Bleisilicaten ein Theil Blei ausgeschieden, indem strengflüssige saure Silicate oder Gemenge von freier Kieselsäure mit sauren Silicaten zurückbleiben.

Schmilzt man Bleisilicat mit der nöthigen Menge Eisenoxyd und Kohle, so wird aus demselben das gesammte Blei unter Bildung eines Eisenoxydulsilicates ausgeschieden.

Auch durch Zusammenschmelzen von Bleisilicat mit Eisen bei heller Rothglut wird aus demselben Blei unter Bildung eines Eisenoxydulsilicates ausgeschieden.

Durch Kalk und Kohle wird aus dem Bleisilicat das Blei erst in hoher Temperatur ausgeschieden.

Durch Kalk, Eisenoxydulsilicat und Kohle wird das Blei aus dem Bleisilicate bei niedrigerer Temperatur ausgeschieden, indem sich ein Calcium-Eisensilicat bildet.

Schwefeleisen, Schwefelbaryum und Schwefelcalcium setzen sich in hoher Temperatur mit Bleisilicat zu metallischem Blei, Schwefliger Säure und Silicaten des Eisens beziehungsweise des Baryums und Calciums um.

Antimonsaures Blei.

Das antimonsaure Blei wird durch Kohle und Kohlenoxyd leicht zu Antimonblei reducirt.

Chlorblei.

Das Chlorblei löst sich in grösseren Mengen von Wasser. Von Salzsäure wird es nur schwierig gelöst. Mit Bleioxyd und Schwefelblei schmilzt es in allen Verhältnissen zusammen. Durch Kohlenoxyd wird es vollständig reducirt.

Legirungen des Bleis.

Mit Zinn, Gold, Silber, Wismuth, Antimon und Arsen lässt sich das Blei in den verschiedensten Verhältnissen zu Legirungen zusammenschmelzen. Kupfer und Zink nimmt es nur in beschränkter Menge auf. Eisen nimmt es nur in sehr geringer Menge auf.

Erhitzt man eine Kupfer-Bleilegirung bis zum Schmelzpunkte des Bleis, so schmilzt das Blei zum grössten Theile aus, während eine schwerschmelzbare Kupfer-Bleilegirung zurückbleibt.

Von Gold, Silber und Wismuth lässt sich das Blei durch ein oxydirendes Schmelzen in dem Verbindungszustande des Bleioxyds abtreiben.

Durch oxydirendes Schmelzen lassen sich Antimon, Arsen, Zink, Eisen, Nickel, Kobalt, Zinn in dem Verbindungszustande von Oxyden, beziehungsweise von Antimoniaten und Arseniaten des Bleis aus den betreffenden Bleilegirungen entfernen.

Benutzt man eine Blei-Silber- oder Blei-Gold-Legirung als Anode des elektrischen Stromkreises, eine Bleiplatte als Kathode und eine Bleisalzlösung (Bleiacetatlösung) als Elektrolyten, so lässt sich bei Anwendung einer geeigneten Stromdichte das Blei der Legirung an der Kathode niederschlagen, während die Edelmetalle an der Anode zurückbleiben beziehungsweise in den Anodenschlamm übergehen.

Die Bleierze.

Das wichtigste Bleierz ist:

Bleiglanz oder Galenit (Pb S)

mit 86,57 % Blei und 13,43 % Schwefel. Derselbe enthält sehr oft Silber und zwar entweder in isomorpher Mischung als Schwefelsilber oder in der Gestalt von fein eingesprengten Silbererzen. Der Silbergehalt schwankt zwischen den geringsten Mengen und 1 %. Gewöhnlich beträgt er 0,01 bis 0,10 %. (Der Silbergehalt des Bleiglanzes von Mechernich in Rheinpreussen beträgt 0,01 bis 0,014 %, des Bleiglanzes der Oberharzer Gänge bis 0,10 %.) Der feinkörnige Bleiglanz ist gewöhnlich silberreicher als der grobkörnige und besonders der blättrige Bleiglanz. In Broken Hill (Neu-Süd-Wales) in Australien ist der grobkörnige und blättrige Bleiglanz silberreicher als der feinkörnige Bleiglanz.

Der Bleiglanz kommt fast in allen Ländern vor. In Europa findet er sich in Deutschland (Oberharz, Unterharz, Erzgebirge, Oberschlesien, Rheinpreussen bei Mechernich, Stolberg, Bensberg, Westfalen bei Ramsbeck, Siegen, Hessen-Nassau bei Holzappel, Ems, Braubach), Oesterreich-Ungarn (Kärnthen, Ungarn, Siebenbürgen, Tyrol, Böhmen), Gross-Britannien (Shropshire, Devonshire, Cornwall, Wales, Insel Man in Eng-

land, ferner in Schottland und Irland), Frankreich (Pontgibaud), Belgi (Bleiberg, Corphalie), Russland (Allagir), Spanien (Carthagena, Linar Andalusien, St. Sebastian, Provinz Badajoz), Italien (Sardinien), Griech land (Laurium), Schweden, Norwegen und in der Türkei. In Ameri findet er sich in den Vereinigten Staaten, in Mexico und in Brasilien. den Vereinigten Staaten liegen die wichtigsten Fundorte in den Staat bzw. Territorien New-York, Illinois, Wisconsin, Iowa, Colorado (Leadvill Missouri, Idaho, Montana, Utah, Nevada, Californien und Neu-Mexico. Afrika findet sich Bleiglanz in Tunis und Algerien (Kefoun, Teboul), Asien im Altai und in Vorder-Indien (Königreich Ava, Gebirge von L Malla-Malla-Gebirge), in Australien in Neu-Süd-Wales (Broken Hill), Quee land und Tasmania.

Der Bleiglanz ist häufig von Zinkblende, Pyrit, Kupferkies, Ars und Antimonverbindungen, sowie von Quarz, Kalkspath, Bitterspa Schwerspath und Spatheisenstein begleitet.

Weissbleierz oder Cerussit ($PbCO_3$)

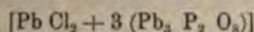
mit 77,52 % Blei. Dieses Erz ist ein Zersetzungsproduct des Bleiglan und findet sich daher gewöhnlich am Ausgehenden von Bleierzlagerstätt Im erdigen Zustande und mit Thon gemengt führt es den Namen „Bl erde". Die Farbe des Weissbleierzes ist manchmal in Folge von E mengungen kohliger Substanzen schwarz, in welchem Falle es den Nam „Schwarzbleierz" führt. In einigen Fällen hat das Weissbleierz einen Silb gehalt, welcher von eingemengtem Chlorsilber, Jodsilber und gediegen Silber herrührt (Leadville in Colorado, Vereinigte Staaten von Nord-Ameri Broken Hill in Neu-Süd-Wales, Australien).

Das Weissbleierz kommt nicht allzuhäufig in so grossen Mengen v dass es den Gegenstand der selbstständigen Verhüttung bildet. In grösse Mengen findet es sich in den Bergdistricten von Carthagena und Lina (Spanien), im Laurion-Gebirge (Griechenland), im Altai (asiatisches Ru land) und besonders in Leadville (Colorado, Vereinigte Staaten von Amerik sowie in der neuesten Zeit in grösster Menge in Broken Hill (Neu-Sü Wales, Australien).

Bleivitriol oder Anglesit ($PbSO_4$)

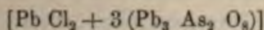
mit 68,3 % Blei ist gleichfalls durch Zersetzung von Bleiglanz entstand und findet sich daher gewöhnlich am Ausgehenden von Bleierzlagerstätt aber in weit geringerer Menge als das Weissbleierz. Dieses Erz wird dal nur ausnahmsweise für sich zu Gute gemacht. Dasselbe ist silberarm. M hat es in grösseren Mengen in Frankreich, Spanien, Sardinien und Aust lien gefunden.

Grün- und Braunbleierz oder Pyromorphit



$[PbCl_2 + 3(Pb_3P_2O_8)]$

mit 69,5 % Blei und Mimetesit



$[PbCl_2 + 3(Pb_3As_2O_8)]$

mit 76,2% Blei sind gleichfalls aus der Zersetzung von Bleiglanz hervorgegangen und finden sich in den oberen Teufen der Bleierzlagerstätten. Beide Mineralien enthalten nur Spuren von Silber. Sie finden sich nicht in solcher Menge, dass sie selbstständig verhütet werden können. Fundorte waren bzw. sind z. B. Ems (Hessen-Nassau, Preussen) und St. Martin (Spanien).

Die übrigen bleihaltigen Mineralien sind wegen ihres seltenen Vorkommens ohne Bedeutung für die Bleigewinnung. Hierhin gehören z. B. das Gelbbleierz oder der Wulfenit, das Rothbleierz oder der Krokoit, das Scheelbleierz oder der Stolzit, der Vanadinit, der Mendipit, der Steinmannit, der Boulangerit, der Bournonit und der Jamesonit.

Bleihaltige Hüttenerzeugnisse.

Ausser den Bleierzen liefern auch bleihaltige Hüttenerzeugnisse, wie sie bei den verschiedenen Bleigewinnungsprozessen und besonders bei der Gewinnung des Silbers fallen, das Material für die Bleigewinnung. Dieselben sind hauptsächlich Oxyde, Silicate, Antimoniate, Schwefelverbindungen und Legirungen des Bleis. Oxydische Hüttenerzeugnisse sind Glätte, Heerd und Bleidreck, Silicate: die verschiedenen Bleischlacken, Antimoniate: Abstrich und Raffinirkrätzen, Schwefelmetalle: die bleihaltigen Steine, Legirungen: Zinkschaum und bleihaltige Schwarzkupfer.

Die Gewinnung des Bleis.

Die Gewinnung des Bleis aus Erzen und bleihaltigen Hüttenerzeugnissen erfolgt grundsätzlich auf trockenem Wege.

Der nasse Weg wird mit Rücksicht auf den verhältnissmässig geringen Werth des Bleis und die leichte Gewinnbarkeit desselben auf trockenem Wege bei der Zugutemachung der Bleierze nicht angewendet. Bei der Verarbeitung von bleihaltigen Hüttenerzeugnissen ist er nur ausnahmsweise unter ganz besonderen Umständen zur Anwendung gelangt. (Auflösung von Bleisulfat aus Kiesabbränden durch Chlorcalciumlösung und Ausfällung des Bleis aus der Lösung durch Eisen.)

Der elektrometallurgische Weg findet auf Bleierze gleichfalls keine Anwendung. Er ist zur Scheidung von Blei und Silber aus Legirungen dieser Metalle benutzt worden, hat sich aber nicht Bahn gebrochen, weil die gedachte Scheidung auf trockenem Wege billiger ist.

Das Blei, wie es auf trockenem Wege aus Erzen und Hüttenerzeugnissen gewonnen wird, ist in den meisten Fällen durch andere Elemente, welche einen nachtheiligen Einfluss auf die Eigenschaften desselben ausüben, verunreinigt. Es bedarf daher vor der Verwendung einer Reinigung, des sog. Raffinirens.

I. Die Gewinnung des Bleis aus Erzen.

Das wichtigste Bleierz ist der Bleiglanz. Dann folgt das Bleicarbonat, welches indess nur verhältnissmässig selten für sich auf Blei verarbeitet wird. Nur ausnahmsweise wird der Bleivitriol oder Anglesit für sich verarbeitet.

Die Bleigewinnung aus Bleiglanz.

Wie sich aus den oben dargelegten chemischen Reactionen des Schwefelbleis und der weiter in Betracht kommenden Verbindungen des Bleis ergiebt, ist man in der Lage, aus dem Schwefelblei auf mehrfache Art Blei abscheiden zu können.

Für die hüttenmännische Gewinnung des Bleis aus Bleiglanz bieten sich drei verschiedene Wege:

1. Entweder man röstet den Bleiglanz nur soweit, dass sich ein Gemenge von Schwefelblei, Bleioxyd und Bleisulfat in bestimmten Verhältnissen bildet, und steigert darauf die Temperatur so hoch, dass Bleioxyd und Bleisulfat sich mit dem Schwefelblei in Blei und Schweflige Säure zerlegen;

2. Oder man setzt die Röstung bis zur vollständigen Zerlegung des Bleiglanzes beziehungsweise bis zur Ueberführung desselben in ein Gemenge von Bleioxyd und einem kleineren Theile von Bleisulfat fort und unterwirft das Röstgut einem reducirenden Schmelzen mit Kohle. (Das Bleisulfat wird entweder am Schluss der Röstung durch Zusammenschmelzen mit Quarz in Bleisilicat verwandelt, aus welchem Salze bei dem der Röstung folgenden reducirenden Schmelzen durch Kohle und Eisenoxyd das Blei reducirt wird, oder es wird erst bei dem gedachten reducirenden Schmelzen zu Schwefelblei reducirt, aus welcher Verbindung das Blei durch Eisen ausgeschieden wird.);

3. Oder man zerlegt das Schwefelblei in der Schmelzhitze durch Eisen unter Ausscheidung von Blei und Bildung einer Schwefeleisen-Schwefelbleiverbindung, des sog. Bleisteins.

Der erste dieser Wege führt den Namen: „Röst- und Reactionsarbeit“, der zweite „Röst- und Reductionsarbeit“ und der dritte „Niederschlagsarbeit“. Bei diesen Methoden der Bleigewinnung geht ein etwaiger Silbergehalt der Erze in das Blei über, welches in diesem Falle den Namen „Werkblei“ führt.

In manchen Fällen werden diese Methoden nicht in ihrer Reinheit angewendet, sondern es werden in bestimmten Stadien des Bleigewinnungsprozesses Combinationen derselben vorgenommen, z. B. werden Rückstände der Röst- und Reactionsarbeit mit Kohle reducirt oder nach der Niederschlagsarbeit zu Gute gemacht, oder es wird die Röst- und Reductionsarbeit in einem gewissen Grade mit der Röst- und Reactionsarbeit oder mit der Niederschlagsarbeit verbunden.

Die Röst- und Reactionsarbeit wird in Flammöfen oder Heerdöfen ausgeführt, die Röst- und Reductionsarbeit hinsichtlich der Röstung in den verschiedenartigsten Röstöfen, hinsichtlich der Reduction in Schachtöfen, die Niederschlagsarbeit in Schachtöfen und nur ausnahmsweise in Flammöfen.

Die Auswahl der gedachten Zugutemachungsmethoden hängt von der Menge und Natur der Beimengungen des Bleiglanzes, sowie von der Art der zu Gebote stehenden Brennstoffe ab.

Die Röst- und Reactionsarbeit bedingt die Anwendung roher Brennstoffe und verlangt einen reinen hochhaltigen Bleiglanz, indem grössere Mengen fremder Körper die Reaction des Bleioxyds und Bleisulfats auf das Schwefelblei beeinträchtigen. Ganz unausführbar wird die Arbeit durch die Anwesenheit von Quarz oder sauren Silicaten gemacht, indem schon verhältnissmässig geringe Beimengungen dieser Körper die Reaction durch Bildung von Bleisilicat verhindern.

Die Niederschlagsarbeit verlangt verkohlte Brennstoffe, eisenhaltige Zuschläge, aus welchen im Schachtofen Eisen reducirt wird, und Bleiglanz, welcher hoch im Bleigehalte ist und nur geringe Mengen fremder Schwefelmetalle (besonders Pyrit, Antimonglanz, Zinkblende) beigemengt enthält, da dieselben gleichfalls durch Eisen mehr oder weniger zersetzt werden und daher einen unnützen Eisenverbrauch veranlassen, während die aus ihnen ausgeschiedenen Metalle zum Theil in das Blei gehen. Ein Gehalt an Quarz und Erden schadet dem Prozess nichts. Da der Bleiglanz durch Eisen erst in hoher Temperatur zersetzt wird, so ist ein vergleichsweise hoher Aufwand an verkohltem Brennstoff bei diesem Prozess erforderlich. Die Ausgewinnung des Bleis aus dem bei der Niederschlagsarbeit entstehenden Bleistein macht besondere Nacharbeiten erforderlich. Ist in den Erzen Kupfer enthalten, so geht dasselbe, auch wenn es in geringen Mengen vorhanden ist, in den Stein über und kann, ebenso wie das in den Stein übergegangene Silber, gewonnen werden.

Die Vortheile dieses Prozesses sind: der Wegfall der Erzröstung und beim Vorhandensein von Silber in den Erzen verhältnissmässig geringe Silberverluste durch Verflüchtigung, ein gutes Bleiausbringen und die Möglichkeit der Gewinnung des Kupfergehaltes der Erze, auch wenn derselbe sehr gering ist. Dieselben werden indess an den meisten Orten durch die angeführten Nachtheile desselben, besonders durch den hohen Verbrauch an verkohlten Brennstoffen und einen vergleichsweise langsamen Verlauf der Zersetzung des Bleiglanzes (bzw. hohe Arbeitslöhne) überwogen. Die Nieder-

schlagsarbeit wird daher nur noch selten und unter besonderen localen Verhältnissen (Oberharz) mit Vortheil in ihrer Reinheit ausgeführt. Dagegen wird sie häufig mit der Röst- und Reductionsarbeit vereinigt.

Die Röst- und Reductionsarbeit ist für alle Arten von Erzen ohne Rücksicht auf die Beimengungen derselben anwendbar. Der Bleigehalt kann erheblich niedriger sein als bei der Röst-Reactionsarbeit und der Niederschlagsarbeit. Ein nicht zu geringer Kupfergehalt der Erze kann gleichfalls in einem Stein angesammelt werden, wenn man die Bildung des letzteren durch eine schwächere Röstung der Erze veranlasst. Diese Methode ist die am häufigsten angewendete.

Von localen Verhältnissen abgesehen wird man hiernach reine und reiche, von Quarz und sauren Silicaten freie Erze beim Vorhandensein billiger roher Brennstoffe der Röst- und Reactionsarbeit unterwerfen, alle übrigen Erze aber mit Hülfe der Röst- und Reductionsarbeit oder der vereinigten Röst-Reductions- und Niederschlagsarbeit zu Gute machen. Die Niederschlagsarbeit als selbstständige Zugutemachungsmethode wird man nur ausnahmsweise unter besonderen localen Verhältnissen, z. B. beim Vorhandensein silberhaltiger Bleierze mit einem geringen noch auszugewinnenden Kupfergehalt und billigen Arbeitslöhnen anwenden.

Die Röst- und Reactionsarbeit.

Das Wesen der Röst- und Reactionsarbeit besteht darin, dass man Bleiglanz bei Zutritt der Luft und einer Temperatur von 500 bis 600° C. so lange erhitzt, bis sich eine gewisse Menge von Bleioxyd und Bleisulfat im Verhältniss zum unzersetzten Schwefelblei gebildet haben, und dann die erstgedachten Körper bei gesteigerter Temperatur auf das unzersetzt gebliebene Schwefelblei einwirken lässt. Die Einwirkung von Bleisulfat und Bleioxyd ist aber nur dann einigermaassen befriedigend, wenn sich die Masse im teigartigen Zustande befindet. Bei einer vollständigen Verflüssigung der Massen ist diese Einwirkung nur unvollkommen. Nun ist es aber nicht möglich, die Röstung so zu führen, dass gerade so viel Bleioxyd und Bleisulfat gebildet werden, als zur Ausscheidung des gesammten Bleis erforderlich ist. Man erhält, da während der Reactionsperiode gleichfalls noch Bleioxyd und Bleisulfat gebildet werden, gewöhnlich einen Ueberschuss von Bleioxyd und Bleisulfat. Dieser Ueberschuss sowie etwa der Zersetzung entgangenes Schwefelblei vereinigen sich mit den Gangarten und sonstigen Beimengungen des Bleiglanzes zu bleireichen Rückständen, welche zur Ausgewinnung des Bleis einer besonderen Behandlung bedürfen. Bei reinen Erzen, welche nur geringe Mengen von Rückständen hinterlassen (die wesentlich aus Bleisulfat und Bleioxyd bestehen) und bei der Verarbeitung kleiner Mengen derselben sucht man wohl den Rückständen unmittelbar nach der Reaction durch Erhitzen derselben mit Kohle (Bleipressen) möglichst viel Blei zu entziehen und scheidet dann [illegible] Art Aufbereitung (Pochen und Verwaschen) aus den [illegible]

verbliebenen Rückständen die bleihaltigen Theile aus, welche letzteren man bei der Verarbeitung der Erze zusetzt. Da indess zu einer nur einigermaassen weitgehenden Entarmung der Rückstände an Blei in der gedachten Weise eine hohe, mit Bleiverlusten verbundene Temperatur erforderlich ist, so lässt man lieber eine verhältnissmässig grosse Menge Blei in den Rückständen und verarbeitet die letzteren in Schachtöfen.

Hiernach ist die Röst-Reactionsarbeit eine mit anderen Prozessen zur Zugutemachung des Bleis der Rückstände verbundene Gewinnungsmethode.

Die Röst- und Reactionsarbeit wird nur mit verhältnissmässig reinem Bleiglanz vortheilhaft ausgeführt. Bleiglanz unter 60% Bleigehalt unterwirft man, auch wenn die Beimengungen desselben unschädlich für den Verlauf des Prozesses sind, nicht mehr der Röst- und Reactionsarbeit. Gewöhnlich nimmt man hierzu Bleiglanz von nicht unter 70% Bleigehalt.

Eine Beimengung von 4 bis 5% Quarz oder von entsprechenden Mengen saurer Silicate macht die Arbeit wegen der Bildung von Bleisilicat unvortheilhaft. Das letztere Salz ist nicht nur ohne Einwirkung auf Schwefelblei, Bleioxyd und Bleisulfat, sondern beeinträchtigt auch die Reactionen von Bleioxyd und Bleisulfat auf Schwefelblei dadurch, dass es in Folge seiner Leichtschmelzbarkeit diese Körper mit einer indifferenten Hülle überzieht.

Erden (Kalk, Magnesia, Baryt) wirken, wenn sie in geringer Menge vorhanden sind, vortheilhaft, indem sie zur Herbeiführung des in der Reactionsperiode erforderlichen teigigen Zustandes der Massen beitragen. In manchen Fällen setzt man zur Ansteifung der Massen den Erzen absichtlich Kalk zu. In grösserer Menge dagegen (über 12% hinaus), verhindern sie die innige Berührung der verschiedenen Bleiverbindungen und beeinträchtigen dadurch die Ausscheidung des Bleis.

Spatheisenstein giebt, sobald Kieselsäure vorhanden ist, zur Erzeugung leichtflüssiger Schlacken Veranlassung und ist desshalb zu vermeiden.

Fremde Schwefelmetalle, welche während der Röstperiode in Oxyde übergeführt werden, wirken in geringen Mengen sowohl durch Ansteifung der Massen als auch durch Beförderung der Bildung von Bleisulfat mit Hülfe der bei der Röstung entbundenen Schwefligen Säure und Schwefelsäure vortheilhaft bei dem Prozess. In grösseren Mengen dagegen (über 10–12%) beeinträchtigen sie die Reaction und halten als steife Oxyde Blei zurück. Dabei kann ein Theil der Schwefelmetalle mit einem Theile Schwefelblei zu einem Stein zusammenschmelzen und dadurch das letztere der Zugutemachung entziehen. In der gedachten Weise wirken Pyrit, Zinkblende und Kupferkies. Der Kupferkies führt ausserdem Kupfer in das Blei, indem Schwefelkupfer und die während der Röstung gebildeten Oxyde des Kupfers sich in der Reactionsperiode unter Ausscheidung von Kupfer bzw. Entbindung von Schwefliger Säure zersetzen.

Schwefelantimon giebt wegen seiner Leichtflüssigkeit Anlass zu unerwünschten Sinterungen und bildet ausserdem antimonsaures Blei. Durch

die Flüchtigkeit verschiedener Antimonverbindungen wird auch 1 Theil zur Verflüchtigung disponirt. Beim Einmengen von Kohle in die Ma (zur Gewinnung des Bleis der Rückstände) wird Antimon in das Blei ü geführt. Das Nämliche ist der Fall bei der Verarbeitung der Rückstä in Schachtöfen.

Aus Arsenverbindungen (Arsenikkies, Arsenikalkies) wird ein T Arsen verflüchtigt, während der zurückbleibende Theil desselben An zur Bildung von Speisen giebt. Unter den nämlichen Umständen wie Antimon wird auch Arsen in das Blei übergeführt.

Das in den Erzen enthaltene Silber geht in das Blei über, und z sammelt sich der grösste Theil desselben in dem zuerst ausgeschiede Blei an.

Ebenso wie das Silber verhält sich das Gold.

Bleisulfat und Bleicarbonat, welche ausser dem Bleiglanz in den Er enthalten sind, wirken sehr vortheilhaft durch Abkürzung der Röstz

Die Ausführung der Röst- und Reactionsarbeit geschieht in Flam öfen oder in Heerdöfen, die Zugutemachung der Rückstände gewöhnl in Schachtöfen.

Bei der Ausführung des Prozesses in Flammöfen verlaufen die Rö periode und die Reactionsperiode hintereinander, während in Heerdö diese Perioden nebeneinander verlaufen und auch ein Theil Bleioxyd du die den Heerd bedeckende Kohle zu Blei reducirt wird.

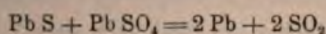
Bei Anwendung von Flammöfen sind die Metallverluste geringer u die Arbeit ist, da die Arbeiter weniger durch Bleidämpfe belästigt werd gesunder als bei Heerdöfen. Die letzteren werden daher nur selten o unter besonderen localen Verhältnissen angewendet.

Da sich das Verdampfen von Blei sowie das Mitreissen von Erzthei durch den Zug bei der Röst- und Reactionsarbeit nicht vermeiden lä so müssen mit den Oefen Vorrichtungen zum Auffangen der in den Feu gasen enthaltenen metallhaltigen Körper (die Einrichtungen hierfür Allgem. Hüttenkunde S. 499) verbunden sein.

Die Röst- und Reactionsarbeit in Flammöfen.

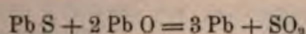
Die Röst- und Reactionsarbeit wird auf verschiedene Art und Flammöfen verschiedener Construction ausgeführt, je nachdem man das B schnell ohne Rücksicht auf Verluste oder langsam mit möglichst we Verlusten ausbringen und je nachdem man bleireiche oder bleiarme Rü stände erzielen will. Es haben sich drei verschiedene Arten der A führung der Röst- und Reactionsarbeit ausgebildet, welche als der Kärnthe Prozess, der Englische Prozess und als der Tarnowitzer oder Schlesis Prozess bekannt sind. Ausserdem bestand früher auch noch ein „Französisc Prozess" für die Verarbeitung von Erzen mit einem Kieselsäuregeh bis 6 %, welcher indess gegenwärtig nicht mehr ausgeführt wird.

Der eigentliche Kärnthener Prozess (derselbe hat auf den Werken ausserhalb Kärnthens Abänderungen erfahren) will aus reinen Erzen ein reines Blei mit geringem Bleiverlust unter möglichster Erschöpfung des Bleigehaltes derselben im Flammofen ausbringen. Er wird dessbalb nur langsam mit kleinen Einsätzen in kleinen Oefen ausgeführt und so geleitet, dass auf 1 Molecül Schwefelblei nach Möglichkeit 1 Molecül Bleisulfat und 2 Molecüle Bleioxyd gebildet werden, so dass die Reaction möglichst nach den Gleichungen:



$$PbS + PbSO_4 = 2\,Pb + 2\,SO_2$$

bzw.



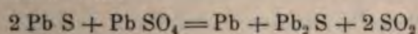
$$PbS + 2\,PbO = 3\,Pb + SO_2$$

verläuft. Die Entbleiung der Rückstände erfolgt im Ofen selbst im Anschluss an die Reactionsperiode mit Hülfe von Kohle.

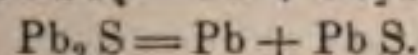
Dieser Prozess erfordert einen hohen Aufwand an Brennstoff und Löhnen.

Der Englische Prozess will mit geringem Brennstoffaufwand in der kürzesten Zeit möglichst grosse Mengen von Blei erzeugen. Er wird desshalb möglichst rasch in grossen Oefen bei höherer Temperatur ausgeführt und so geleitet, dass die Reactionsperiode schon eintritt, wenn auf 2 Molecüle Schwefelblei erst ein Molecül Bleisulfat gebildet ist. Nach der Ansicht verschiedener Metallurgen soll sich bei der Reaction ausser Blei Unterschwefelblei bilden, welches sich beim Sinken der Temperatur in Blei und Einfach-Schwefelblei zerlegen soll.

Die Gleichungen, nach welchen die Reaction verläuft, würden hiernach die nachstehenden sein:

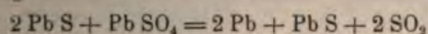


$$2\,PbS + PbSO_4 = Pb + Pb_2S + 2\,SO_2$$



$$Pb_2S = Pb + PbS.$$

Da die Existenz des Unterschwefelbleis nicht mit hinreichender Sicherheit nachgewiesen ist, so lässt sich auch annehmen, dass die Reaction nach der Gleichung



$$2\,PbS + PbSO_4 = 2\,Pb + PbS + 2\,SO_2$$

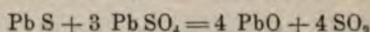
verläuft. Der Vorgang würde dann nicht verschieden von dem des Kärnthener Prozesses sein. Die Entbleiung der Rückstände erfolgt in kleinen Schachtöfen (Schlackenheerden).

Dieser Prozess ist in Folge der bei demselben herrschenden hohen Temperatur mit erheblichen Bleiverlusten durch Verdampfung verbunden.

Der Tarnowitzer Prozess will eine möglichst grosse Production, wie sie der englische Prozess hat, bei geringem Brennstoffaufwand und bei niedrigen Metallverlusten erzielen. Er wird desshalb in grossen Oefen und bei möglichst niedriger Temperatur ausgeführt. In Folge des letzteren Umstandes verbleibt ein verhältnissmässig grosser Theil des Bleis in den Rückständen, welche in Schachtöfen verarbeitet werden. Die chemischen Vorgänge bei diesem Prozess sind, abgesehen von der Entarmung der Rückstände, die nämlichen wie beim Kärnthener Prozess.

Dieser Prozess ist wegen der geringen Bleiverluste dem englischen, wegen des grossen Durchsetzquantums und der verhältnissmässig geringen Arbeitslöhne dem Kärnthener Prozess vorzuziehen.

Der früher vereinzelt angewendete „Französische Prozess“ wollte aus Erzen, welche bis 6% Kieselsäure enthielten, den grössten Theil des Bleis im Flammofen ausbringen. Derselbe wurde bei möglichst niedriger Temperatur so langsam ausgeführt, dass sich eine grosse Menge Bleisulfat im Verhältniss zum unzersetzten Schwefelblei bildete, so dass bei der Reaction neben der Ausscheidung von Blei nach dem Vorgange des Kärnthener Prozesses auch die Ausscheidung von Bleioxyd nach der Gleichung:



$$PbS + 3\ PbSO_4 = 4\ PbO + 4\ SO_2$$

eintrat. Durch Einmengen von Kohle nach der Reaction wurde das Bleioxyd zu Blei (bzw. auch ein Theil Bleisulfat zu Schwefelblei) reducirt.

Dieser Prozess ist wegen der mit demselben verbundenen hohen Metallverluste sowie wegen seiner langen Dauer ausser Anwendung gelangt und durch die Röst- und Reductionsarbeit verdrängt worden.

Der Kärnthener Prozess.

wird in seiner Reinheit in Kärnthen (Bleiberg, Raibl) ausgeführt. In anderen Gegenden hat er in abgeänderter Form zeitweise in Anwendung gestanden (Belgien, Frankreich, Graubündten, Ver. Staaten von Nordamerika), ist aber daselbst theils in Folge der Erschöpfung der Erzlager (Engis in Belgien, Davos in Graubündten), theils in Folge der Verdrängung desselben durch andere Prozesse (Missouri) ausser Anwendung gelangt.

Der Prozess auf den Hüttenwerken in Kärnthen.

Auf den Hüttenwerken bei Bleiberg in Kärnthen unterwirft man dem Prozesse kalkhaltigen, silberarmen Bleiglanz in Schlichform mit 60 bis 75% Bleigehalt.

Die Einrichtung des Ofens, in welchem der Prozess ausgeführt wird, ergiebt sich aus den nachstehenden Figuren 181, 182, 183 und 184. a ist die geneigte, nach vorn zusammengezogene Erhitzungskammer. Der Heerd derselben besitzt die Gestalt einer geneigten, nach dem unteren Ende hin zusammengezogenen Mulde und wird aus einem zusammengesinterten Gemenge von Thon, armen Schlacken und aufbereitetem Gekrätz oder auch zerkleinerten Bruchstücken früherer Heerdsohlen angefertigt. Seine Dicke beträgt 0,158 m, seine Länge $3^1/_4$ m, seine Breite am oberen Ende 1,53 m, am unteren Ende 0,31 m. Die Neiung des Heerdes ist derartig ($9^1/_2{}^0$), dass das ausgeschiedene Blei auf demselben von selbst abfliessen kann, während die festen und teigigen Massen auf demselben liegen bleiben. Am unteren Ende des Heerdes befindet sich die einzige Arbeitsöffnung f des Ofens. Durch eine in der Sohle derselben angebrachte Rinne fliesst das ausge-

schiedene Blei in ein vor dem Ofen aufgestelltes erhitztes Gefäss g aus Gusseisen. Die Arbeitsöffnung dient nicht nur zur Bearbeitung der im Ofen befindlichen Massen, sondern auch zum Eintragen der Erze und zum Ausziehen der Rückstände aus dem Ofen.

Die Feuerungsanlage liegt parallel der Längsaxe des Ofens. Der Rost b ist bei Holzfeuerung, wie im vorliegenden Falle, ein aus Mauerwerk hergestellter sog. Gurtenrost, während er bei Braunkohlenfeuerung, welche gleichfalls in Kärnthen angewendet wird, aus Eisenstäben besteht. Die Feuer-



Fig. 181.

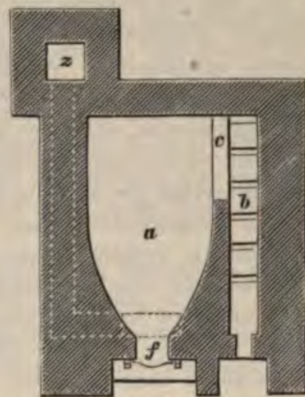


Fig. 182.

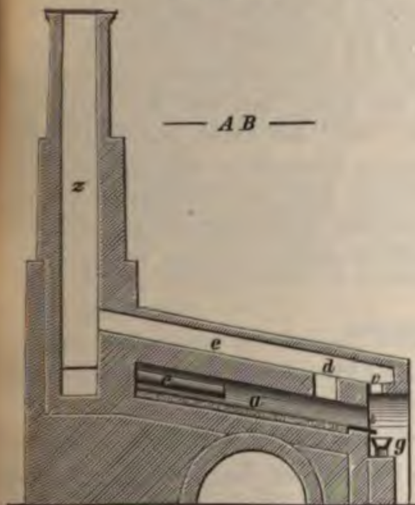


Fig. 183.

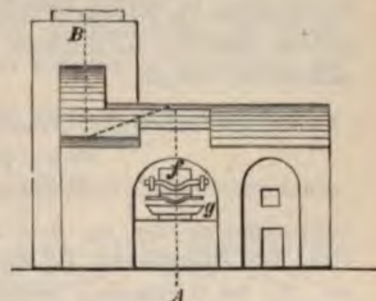


Fig. 184.

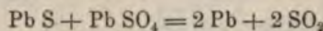
brücke und das Flammloch c befinden sich in der hinteren Hälfte der Feuerungsanlage und sind nur 1,1 m lang. Die Verbrennungsluft sowohl wie die für die Oxydation des Schwefelbleies erforderliche Luft treten durch die Rostfugen ein. In Folge dieses Umstandes ist die über den Heerd streichende Luft verdünnt und die Röstung schreitet nur langsam vorwärts. Der Fuchs d befindet sich im vorderen Theile der Arbeitskammer und ist durch den geneigten Fuchscanal e mit der Esse z verbunden. Die Feuergase bestreichen den Heerd von hinten nach vorne. Die aus dem

Ofen austretenden Bleidämpfe werden durch die Oeffnung v in den Canal e bzw. in die Esse geführt.

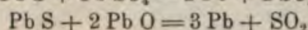
Beim Betriebe unterscheidet man 3 Perioden, die Röstperiode, die Rührperiode und die Pressperiode. In der Röstperiode erfolgt die Röstung des Bleiglanzes, in der Rührperiode die Reaction von Bleioxyd und Bleisulfat auf Schwefelblei und in der Pressperiode die Reduction von Blei aus den Rückständen mit Hülfe von Kohle.

Die Führung des Betriebes geschieht wie folgt. Der Einsatz, dessen Gewicht gewöhnlich 168 bis 200 kg beträgt, wird durch die Arbeitsthüre in den von der Verarbeitung des vorhergehenden Einsatzes noch in dunkler Rothglut befindlichen Ofen eingetragen und 3 bis 4 cm stark auf dem Heerde ausgebreitet. Während der nun beginnenden Röstperiode, in welcher die Erze nicht erweichen dürfen, wird nur ganz schwach gefeuert. Das Röstgut wird, sobald es heiss geworden ist (nach Ablauf einer Stunde), von Zeit zu Zeit durchgekrählt und gewendet. Nach Ablauf von 3 Stunden (vom Einsetzen der Erze in den Ofen gerechnet) ist die Röstung gewöhnlich so weit vorgeschritten, dass die erforderlichen Mengen von Bleioxyd und Bleisulfat im Verhältniss zum unzersetzten Schwefelblei gebildet sind (1 Molecül Bleisulfat und 2 Molecüle Bleioxyd auf 1 Molecül Schwefelblei). Dieser Zeitpunkt wird an dem Verschwinden der Schwefelflammen, an dem Austreten von Blei aus dem Röstgute und daran, dass sich das letztere mit den Gezähen sandig anfühlt, erkannt. Man lässt daher jetzt die Reaction der gedachten Körper auf das unzersetzte Schwefelblei oder die sog. Rührperiode eintreten. Zu diesem Zwecke wird die Temperatur bis zum Teigigwerden des gerösteten Erzes gesteigert, welches letztere gehörig durchgerührt wird, um die einzelnen Theile desselben in innige Berührung mit einander zu bringen.

Es fliesst nun in Folge der Reaction

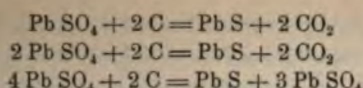


$$PbS + PbSO_4 = 2Pb + 2SO_2$$



$$PbS + 2PbO = 3Pb + SO_2$$

ununterbrochen Blei aus dem Ofen in das vor demselben befindliche Gefäss. Die Ausscheidung des Bleis hört gewöhnlich nach 4stündigem Rühren auf ($3^1/_2$ bis 5 Stunden), womit die Rührperiode beendigt ist. Am Ende derselben ist ungefähr die Hälfte des Bleigehaltes der Erze ausgebracht, während der Rest in der Form von Bleioxyd und Bleisulfat in den verbliebenen Rückständen enthalten ist. Aus den letzteren sucht man im unmittelbaren Anschluss an die Rührperiode durch das sog. „Pressen“ noch möglichst viel Blei auszugewinnen. Zu diesem Zwecke nimmt man Kohlen vom Roste oder auch Holzknüppel und arbeitet dieselben bei gesteigerter Temperatur in die Massen ein. Hierdurch wird das Bleioxyd zu Blei reducirt, während das Bleisulfat theilweise zu Schwefelblei reducirt wird nach den Gleichungen:



$$PbSO_4 + 2\,C = PbS + 2\,CO_2$$
$$2\,PbSO_4 + 2\,C = PbS + 2\,CO_2$$
$$4\,PbSO_4 + 2\,C = PbS + 3\,PbSO_4$$

Das entstandene Schwefelblei setzt sich mit dem unzersetzt gebliebenen Bleisulfat in Blei und Schweflige Säure um.

Die Pressperiode dauert gewöhnlich 4 Stunden. Sie ist beendigt, wenn kein Blei mehr aus dem Ofen fliesst. Der Brennstoffersparniss halber presst man auch wohl die Rückstände der Rührperioden von zwei Einsätzen. In diesem Falle zieht man, sobald der erste Einsatz gerührt ist, die Rückstände desselben aus dem Ofen, bringt einen zweiten Einsatz in denselben und setzt nach dem Rühren desselben die Rückstände des ersten Einsatzes wieder ein, worauf das Pressen erfolgt. Die Dauer der Pressperiode beträgt dann 7 bis 8 Stunden.

Das in der Pressperiode erhaltene Blei, das sog. „Pressblei", ist unreiner als das Rührblei, weil bei der hohen Temperatur in dieser Periode durch die Kohle aus den fremden Metalloxyden Metalle (Sb, Cu) reducirt und in das Blei übergeführt werden. Dasselbe wird einer Saigerung im unteren Theile des Ofens unterworfen.

Die nach Beendigung der Pressperiode verbliebenen Rückstände halten je nach der Art der Erze 3 bis 9% Blei zurück. Dieselben werden durch Pochen, Siebsetzen und Verwaschen auf 50 bis 60% Blei angereichert und dann entweder in kleinen Mengen mit den Erzen verarbeitet oder für sich wiederholt gepresst.

In der Pressperiode treten erhebliche Bleiverluste durch Verdampfung ein, auch ist der Brennstoffverbrauch in derselben doppelt so gross als in der Rührperiode. Es ist daher vortheilhafter, die Erschöpfung der Rückstände an Blei weniger weit zu treiben und dieselben in Schachtöfen auf Blei zu verarbeiten.

Die Bleiverluste bei diesem Prozess werden verschieden (zwischen 5 und 14%) angegeben.

Sie dürften mit Wiedergewinnung des in den Rückständen verbliebenen Bleis im Durchschnitte 6 bis 9% betragen.

Der Brennstoffaufwand wird bei Erzen von 64 bis 70% Blei auf 0,63 bis 0,68 cbm Holz für 100 kg Erz angegeben.

1 Ofen ist mit 1 Meister und 1 Gehülfen belegt.

Der Kärnthener Prozess ist wegen der geringen Einsätze (in 12 St. bis 200 kg durchgesetzt) und des mit der Verarbeitung derselben verbundenen hohen Arbeitslohns, wegen des hohen Brennstoffaufwandes, welcher zum Theil durch das Pressen bedingt ist, sowie wegen der in der Pressperiode entstehenden Bleiverluste nicht zur Einführung zu empfehlen. Es steht zu erwarten, dass er auch in Kärnthen mit der Zeit verdrängt werden wird.

An den meisten anderen Orten, wo er ausgeführt worden ist, hat man daher auch mit grösseren Einsätzen gearbeitet und die Entarmung der Rückstände weniger weit getrieben.

Zu Engis in Belgien*) stand der Kärnthener Prozess früher in Anwendung. Derselbe war indess insofern modificirt, als man mit grösseren Einsätzen arbeitete und eine grössere Menge von Blei in den Rückständen liess, welche letzteren man im Schachtofen verarbeitete. Auch wich der Ofen von dem eigentlichen Kärnthener Ofen hinsichtlich der Lage des Rostes, der Zahl der Arbeitsöffnungen und der Einführung der Oxydationsluft ab. Der Rost befand sich nicht an der langen, sondern an derjenigen kurzen Seite des Ofens, nach welcher hin der Heerd anstieg. Ausser der Arbeitsöffnung an der zusammengezogenen kurzen Seite der Arbeitskammer, wie sie der eigentliche Kärnthener Ofen besitzt, befand sich noch eine zweite Arbeitsöffnung an einer der langen Seiten des Ofens. Durch diese Oeffnung trat die Oxydationsluft in den Ofen, welche bei dem eigentlichen Kärnthener Prozess durch die Rostfugen eintritt. Der geneigte Heerd hatte 2 m Länge, war an der Feuerbrücke 1,3 m breit und verjüngte sich nach der unteren Seite hin bis auf 0,7 m. Derselbe war aus Gestübbe (2 Raumtheile Thon, 1 Raumtheil Kokslösche) hergestellt, in welches eine gewisse Menge Erz eingeschmolzen wurde. Als Brennstoff diente Steinkohle.

Die Erze stellten ein Gemenge von 93,56% Bleiglanz, 3,74% Blende, 2,31% Schwefelkies und 0,35% Kalkspath dar.

Die Grösse der Einsätze betrug 625 kg.

Die Verarbeitung derselben wich insofern von der eigentlichen Kärnthener Arbeit ab, als man das Bleipressen nicht bis zur möglichsten Erschöpfung der Rückstände fortsetzte, sondern dieselben mit 17 bis 20% Bleigehalt aus dem Ofen zog und unter Zuschlag von Puddelschlacken in Schachtöfen verarbeitete. Die Menge der Rückstände, welche aus dem Ofen gezogen wurden, betrug 12% vom Gewichte des Einsatzes.

Die Dauer der Verarbeitung eines Einsatzes betrug 12 Stunden. In dieser Zeit waren 1 Meister und 1 Gehülfe am Ofen thätig. Zur Verarbeitung von 625 kg Erz waren 1,1 t Steinkohlen erforderlich. Der Bleiverlust soll nach Verarbeitung der Rückstände auf Blei 3,93% betragen haben.

Im Staate Missouri (Nord-Amerika) wurden früher aufbereitete Bleiglanze aus dem Mississippi-Thale von 70 bis 84% Bleigehalt nach dem Kärnthener Princip, jedoch in grösseren Einsätzen und ohne Bleipressen verarbeitet. (Williams: „Geological Survey of Missouri: Industrial Report“ 1877 p. 8—101. Brodhead: „Geological Survey of Missouri“ 1874 p. 492.)

Der hier angewandte Ofen ist aus den Figuren 185 und 186 ersichtlich. Die eingeschriebenen Zahlen beziehen sich auf amerikanisches Maass. Der Arbeitsraum hatte 2 Oeffnungen a und b. Durch die Oeffnung b wurde der Einsatz in den Ofen gebracht, während die Oeffnung a, auf deren Sohle das ausgeschiedene Blei in das Gefäss c floss, zum Herausziehen der Rückstände diente. Das Bearbeiten der im Ofen befindlichen Massen

*) Bouhy: Annales des Mines 1870 XVII p. 159.

...te durch die Oeffnung b. Die Feuerungsanlage lag mit ihrer Längs- ...rechtwinklig gegen die Längsaxe des Heerdes. Der Heerd wurde ... Zusammenschmelzen von Rückständen der Verarbeitung der Erze ...stellt. Derselbe ruhte auf einer gusseisernen Platte.

... Der Einsatz betrug 700 bis 800 kg Erz von Erbsen- bis Haselnuss- ...e. Die Röstperiode dauerte nur 1—1½ Stunden, die Reactionsperiode ...rperiode) 7 bis 8 Stunden. Nach Ablauf derselben wurden die Rück- ...de aus dem Ofen entfernt. Ein Bleipressen, wie bei dem eigentlichen ...thener Prozess, fand nicht Statt. Die Dauer der Verarbeitung eines ...atzes betrug 9—11 Stunden. Am Ofen waren 1 Meister und 1 Gehülfe ...häftigt. Der Brennstoffverbrauch für die Verarbeitung eines Einsatzes ...g 1½ cord Holz.

Ueber den Bleiverlust ist nichts mitgetheilt worden. Der gedachte ...zess ist durch die Röst- und Reactionsarbeit in Heerden verdrängt worden.

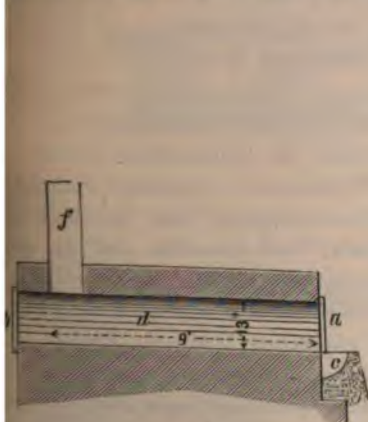


Fig. 185.

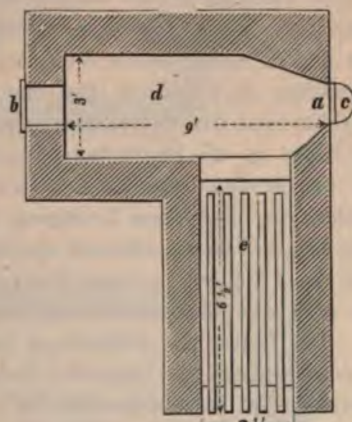
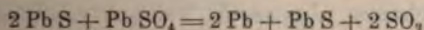


Fig. 186.

Der englische Prozess.

Der englische Prozess ist dadurch charakterisirt, dass man grosse ...gen von Bleiglanz verhältnissmässig schnell bei möglichst hoher, aber ...t bis zum Teigigwerden der Massen gesteigerter Temperatur röstet und ... Reaction schon eintreten lässt, wenn erst 1 Molecül Bleisulfat auf ...olecüle unzersetztes Schwefelblei gebildet ist, so dass dieselbe nach der ...ichung



$$2\,PbS + PbSO_4 = 2\,Pb + PbS + 2\,SO_2$$

...äuft.

Nach erfolgter Reaction sucht man in vielen Fällen durch Abkühlen ... Rückstände und Luftzufuhr zu denselben weitere Mengen von Schwefel- ... zu oxydiren und dann durch Luftabschluss und Erhöhung der Tem- ...tur eine neue Reaction herbeizuführen. Dieses Verfahren wird erforder- ...en Falles so lange wiederholt, als noch Blei ausfliesst. Die Temperatur

bei der Reaction wird in den meisten Fällen so gehalten, dass nur teigig werden. Die trotzdem verflüssigten Massen werden mengen von gelöschtem Kalk in dieselben angesteift und abgeküh Erzen, welche grössere Mengen von Schwerspath enthalten, such Zuschlag von Flussspath auf die Erzeugung einer flüssigen, blei leicht von den Rückständen trennenden, absetzbaren Schlacke h Ebenso erzeugt man bei Flussspath enthaltenden Erzen eine flüssig

Man erhält bei diesem Verfahren erhebliche Mengen von R welche neben den Gangarten hauptsächlich aus Bleisulfat u bestehen. Im Interesse der Vermeidung von Bleiverlusten lä hebliche Mengen von Blei (bis 50 %) in denselben und verar kleinen Schachtöfen.

Als eine Abart des englischen Prozesses ist der Cornwall für die Verarbeitung von kupferhaltigen Bleierzen anzuführen ist eine Vereinigung der Röst- und Reactionsarbeit mit der Ni arbeit. Er besteht in einer Röstung der Erze in besonderen öfen und in einem darauf folgenden Verarbeiten des Röstgutes flammöfen. In denselben lässt man zuerst die Reaction des Bl Bleisulfats auf das Schwefelblei eintreten, scheidet dann durch von Kohle in die Rückstände einen Theil des Bleigehaltes d und zerlegt dann das noch in den Rückständen vorhandene durch Eisen. Bei dieser Zerlegung wird der grösste Theil de lisch ausgeschieden, während ein anderer Theil desselben und Theil des Kupfers in einen Stein übergeführt werden, aus Blei nach den Grundsätzen der Röst- und Reductionsarbeit ge

Die Oefen zur Ausführung des englischen Prozesses h im Innern derselben liegenden Sumpf zur Ansammlung de selbe liegt an der Vorderseite des Ofens gewöhnlich nach d oder auch wohl in der Mitte dieser Seite und steht durch mit einem vor dem Ofen befindlichen Stechheerd in Verbind

Der Heerd hat rechteckigen oder trapezförmigen ist nach dem Sumpfe hin geneigt. Bei dem sog. Flintsh der Heerd steil nach dem Sumpfe hin ab. Er wird gew Rückständen der Arbeit, in England „graue Schlacken" ge aus einem Gemenge von Schlacken und Thon hergestellt. und Hinterseite besitzt der Ofen mehrere Arbeitsöffnungen, jeder Seite bis drei geht. Das im Sumpfe angesammelte weise in den Stechheerd abgelassen, während die Rück Arbeitsöffnungen ausgezogen werden. Das Einführen d Ofen geschieht gewöhnlich durch das Gewölbe desselben Trichters.

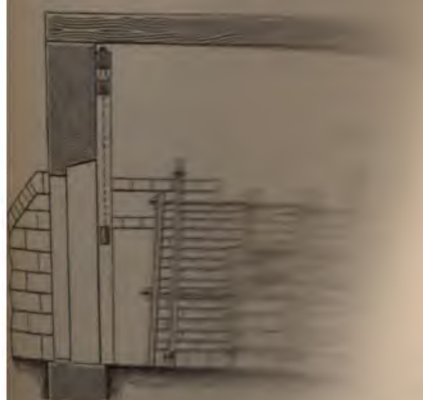
Die Einrichtung eines englischen Ofens, wie er zu Shropshire (England) in Anwendung steht, ist aus Figuren 187, 188, 189, 190 ersichtlich.

Der Ofen hat einen trap... oberen Theil des
3 Arbeitsöffnungen i. Der ... als befindet sich
breit. Er wird aus ... liegt 20 cm über
lt. Die Stärke desselben ... eine Thüre ver-



...llen.
... 1 t.
... ist 800 kg. Das
... Ofens ausgebreitet.
... Hüttenwerken ver-
...ungen der Erze,
... man die Rück-
...ken lässt man auf
...olgen, während auf
...leis der Rückstände
... wiederholt werden.
...sten Arbeitsthüren,
...schlossenen Arbeits-
... bei der Reaction ver-
...chtem Kalk in die-
...oll, um so grösser ist

... Natur der Erze, der
... der Erschöpfung der
... der Röst- und der
...igen Fällen wird der
...de beschränkt. Ge-
...stet, dann lässt man
...en; darauf steift man
...rniedrigter Temperatur
... und fährt so fort, bis
...erden 50 bis 80 G.-Th.



...shire, Shropshire, Derby-
... in Anwendung.
... und Hüttenm. Zeitung 1863.
... man in den oben beschrie-
...uch rothglühenden Ofen etwas
... bei rasch gesteigerter Tempe-
Feuerbrücke 30 cm, an der ... Durchkrählen und Wenden der
75 cm und im hinteren ... sind nur die den Füchsen zu-
Ueber den Feuer... Thüren geöffnet. Nach Ablauf der-
welches eine mit einem ... folgenden gegenüberliegenden Thüren,
Erze hat. Die Feuerung ... ...) und die Register und lässt
Ofens. Der Rost z lieg... Stunde lang abkühlen. Dabei wird ...

Ofens, damit die Flamme den Sumpf nicht bestreicht. Das Schürloch g li an der Rückseite des Ofens. Hier ist auch eine kleine Esse d zur Ableitu von Wasserdampf aus dem Aschenfall angebracht, dessen Boden mit Wass bedeckt ist. Der Rost ist 76 cm breit und 1,37 m lang. Die mit Lu

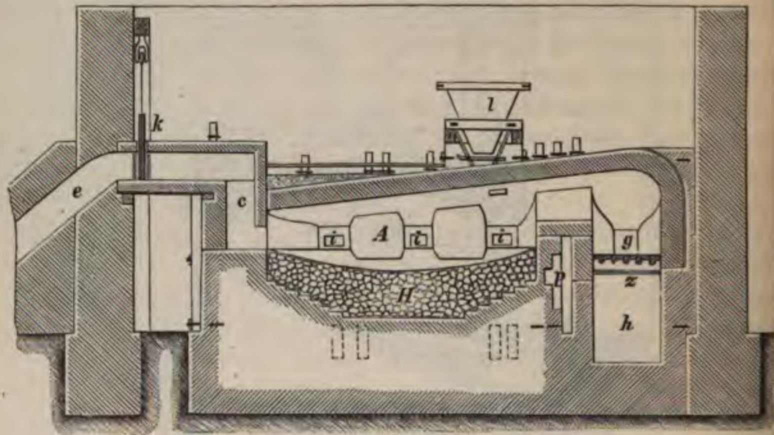


Fig. 189.

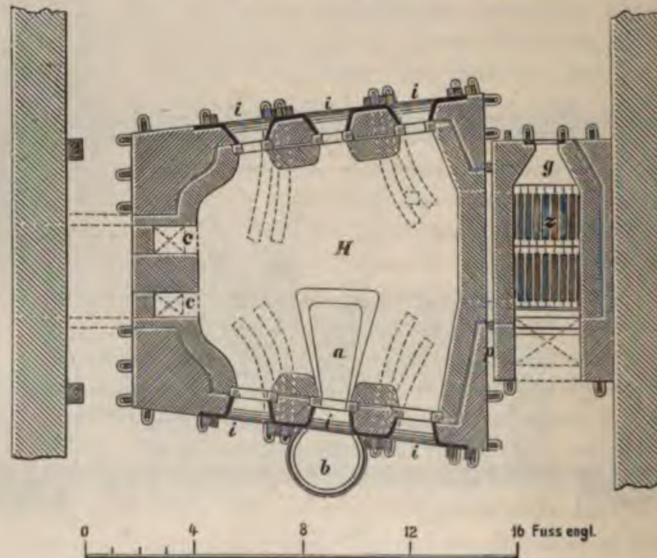


Fig. 190.

kühlung P versehene Feuerbrücke ist 1,22 m lang und 61 cm breit. Gege über der Feuerungsanlage befinden sich 2 Füchse c, welche durch d Essenkanal e mit der Esse in Verbindung stehen. Der nach der Hinte seite des Ofens hin gelegene Fuchs ist grösser als der nach der Vorde

te zu gelegene, damit die Flamme mehr über den höheren Theil des erdes als über den Sumpf zieht. In jedem Fuchskanale befindet sich Register zur Regulirung des Zuges. Das Stichloch f liegt 20 cm über m Boden. Ueber demselben befindet sich eine durch eine Thüre verhliessbare Oeffnung zum Einlassen von Luft in den Ofen.

Der Einsatz in einen derartigen Ofen beträgt gegen 1 t.

Der geringste Einsatz für einen englischen Ofen ist 800 kg. Das rz wird in 10—15 cm starker Schicht auf der Sohle des Ofens ausgebreitet.

Die Führung des Prozesses ist auf den einzelnen Hüttenwerken verchieden und richtet sich hauptsächlich nach den Beimengungen der Erze, er Grösse der Einsätze und dem Grade, bis zu welchem man die Rückände an Blei erschöpfen will. Auf manchen Hüttenwerken lässt man auf ie Röstung eine einzige längere Reactionsperiode folgen, während auf nderen Werken Röstung bzw. Oxydation des Schwefelbleis der Rückstände nd Reaction mehrere Male in kurzen Zwischenräumen wiederholt werden. ie Röstung geschieht bei ganz oder theilweise geöffneten Arbeitsthüren, ährend die Reaction bei höherer Temperatur und geschlossenen Arbeitsüren erfolgt. Die Abkühlung und Ansteifung der bei der Reaction verüssigten Massen erfolgt durch Einmengen von gelöschtem Kalk in dielben. Je sorgfältiger die erste Röstung geführt wird, um so grösser ist as directe Bleiausbringen.

Die Dauer des Prozesses beträgt je nach der Natur der Erze, der rösse der Einsätze und dem beabsichtigten Grade der Erschöpfung der ückstände 5 bis 9 Stunden. Die Zahl und Dauer der Röst- und der eactionsperioden sind sehr verschieden. Nur in wenigen Fällen wird der Betrieb auf eine Röstperiode und eine Reactionsperiode beschränkt. Gewöhnlich wird mehrere Stunden lang (2 bis 3) geröstet, dann lässt man bei erhöhter Temperatur eine Reactionsperiode folgen; darauf steift man die verflüssigten Massen durch Kalk an, röstet bei erniedrigter Temperatur kurze Zeit, lässt dann wieder eine Reaction folgen und fährt so fort, bis kein Blei mehr ausfliesst. Auf 100 G.-Th. Erz werden 50 bis 80 G.-Th. Steinkohlen verbraucht.

Der englische Prozess steht in England (Flintshire, Shropshire, Derbyshire, Cornwall) und Spanien (Linares, Cordoba) in Anwendung.

In Stiperstones (Shropshire) (Berg- und Hüttenm. Zeitung 1863. pp. 243, 251, 261, 265) in England setzt man in den oben beschriebenen, von der vorhergehenden Arbeit noch rothglühenden Ofen etwas über 1 t (1066 kg) Erz ein. Dasselbe wird bei rasch gesteigerter Temperatur gegen 2 Stunden unter häufigem Durchkrählen und Wenden der Erzpost geröstet. Während dieser Zeit sind nur die den Füchsen zunächst liegenden 2 gegenüberliegenden Thüren geöffnet. Nach Ablauf derselben öffnet man auch noch die 2 folgenden gegenüberliegenden Thüren, öffnet die Feuerthüre (bzw. das Schürloch) und die Register und lässt das hoch erhitzte Erz eine halbe Stunde lang abkühlen. Dabei wird das

an der Feuerbrücke befindliche zusammengesinterte Erz aufgebrochen und gewendet. Alsdann schliesst man die Arbeitsthüren und zum Theil die Register und führt durch starkes Feuern die erste Reaction herbei. Die Dauer dieser Periode beträgt 55 bis 60 Minuten. Man lässt nun wieder ein Abkühlen (bzw. Rösten) der Massen eintreten, indem man die Arbeitsthüren öffnet und die Feuerung einstellt. Die abgekühlten Massen werden gewendet. Das Abkühlen und Wenden dauert $^1/_2$ Stunde. Während dieser Zeit erfolgt das Abstechen des in dem Sumpfe angesammelten Bleis in den gusseisernen Stechheerd. Das Stichloch wird nach der Entfernung des Bleis von innen durch einen Thonpfropfen verschlossen.

Darauf wird durch zweistündiges starkes Feuern bei geschlossenen Thüren eine zweite Reaction herbeigeführt. Alsdann folgt eine Kühlperiode von 15 bis 20 Minuten. Die Massen, welche trotz aller Vorsicht bei der Reaction verflüssigt worden sind und sich im Sumpfe angesammelt haben, werden durch Kalk angesteift und auf den Heerd zurückgebracht. Die sämmtlichen Rückstände werden möglichst nahe an der Feuerbrücke angesammelt, wo feine Kohle in dieselben eingearbeitet wird. Es wird nun noch während $^1/_4$ Stunde bei geschlossenen Arbeitsthüren stark gefeuert, um noch einen Theil Blei aus den Rückständen auszubringen. Alsdann werden dieselben aus dem Ofen herausgezogen. Die Dauer des Prozesses beträgt 7 Stunden. Der Kohlenverbrauch beträgt 560 kg auf 1066 kg Erz. Die Zahl der Arbeiter am Ofen beträgt 2. Der Bleiverlust wird auf 12% angegeben.

In Holywell (Flintshire) arbeitet man in Oefen gleicher Einrichtung und mit gleichen Einsätzen. Nach Percy[1]) röstet man zuerst bei geöffneten Arbeitsthüren $1^1/_2$ Stunden lang. Darauf lässt man durch starkes zweistündiges Feuern bei 2 geschlossenen Thüren und zeitweisem Durchrühren der Massen Bleioxyd und Bleisulfat auf das unzersetzte Schwefelblei einwirken und befördert die Reaction nach Ablauf dieser Zeit dadurch dass man während 40 Minuten die Massen bis zum theilweisen Zusammenschmelzen erhitzt. Darauf werden die Massen bei geöffneten Arbeitsthüren $^1/_2$ Stunde lang der Abkühlung (bzw. Röstung) überlassen und durchgekrählt. Die in den Sumpf geflossenen geschmolzenen Massen werden durch gelöschten Kalk angesteift und in die Nähe der Feuerbrücke gebracht, wo auch die übrigen auf dem Heerde verbliebenen Massen angesammelt werden. Es folgt nun wieder eine Reactionsperiode, welche gegen 50 Minuten dauert. Die Temperatur während derselben wird in den letzten 20 Minuten so gesteigert, dass die Massen zusammenschmelzen. Nach Ablauf dieser Periode werden die verflüssigten Rückstände durch Einmengen von Kalk angesteift und aus dem Ofen gezogen. Das Blei wird, wie in Stiperstones aus dem Sumpfe in den Stechheerd abgestochen und dann, wie es auch in Stiperstones geschieht, durch Polen gereinigt. Die Verarbeitung eines Ein-

[1]) Lead p. 232

trägt 6 Stunden. Der Kohlenverbrauch beträgt 0,57 bis 0,76 t
e auf 1 t Erz. Zur Bedienung des Ofens sind 2 Mann erforder-
r Bleiverlust wird auf 11 % angegeben.
ch den Untersuchungen von Percy[1]) vertheilt sich der Bleigehalt
auf Schwefelblei, Bleioxyd, Bleisulfat in verschiedenen Stadien
esses sowie auf die Rückstände wie folgt:

dungs- d des is	Bleigehalt in Procenten				Bleigehalt der Rückstände in Procenten
	Stunden nach dem Einsetzen der Erze in den Ofen				
	$1^1/_2$	$3^1/_2$	$4^1/_2$	$4^3/_4$	
S	63,82	53,32	24,76	4,35	0,90
)	27,25	31,49	43,12	47,50	48,87
O_4	3,82	4,78	6,94	14,02	9,85
e Blei	83,16	78,66	66,22	47,86	52,88

Alport in Devonshire[2]) wird der englische Prozess mit kleinen
von 812 kg in kleineren Oefen ausgeführt als in Stiperstones und
Die Erze enthalten 76 bis 80 % Blei. Dasselbe ist zum Theil
nat vorhanden, wodurch die Röstzeit abgekürzt wird. Der Prozess
lich geführt wie in Flintshire, nur wird bei einem Gehalte der
chwerspath durch Zusatz von Flussspath eine leichtflüssige Schlacke
welche sich mit dem Blei im Sumpfe ansammelt und durch ein
es, über dem Bleistichloch befindliches Schlackenstichloch abgelassen
ie in Flintshire, findet ein Einmengen von Kalk zum Ansteifen
dem Heerde befindlichen Massen statt. Die Rückstände, welche
der leichtflüssigen Schlacke zu verwechseln sind, werden nach
ng des Prozesses durch die Arbeitsthüren aus dem Ofen entfernt.
rbeitung eines Einsatzes dauert $4^1/_2$ bis 5 Stunden. Der Bleiverlust
.0 % betragen.
n den Schlacken werden nur die reicheren mit mindestens 6 %
t in Schachtöfen auf Blei verarbeitet.
Snailbeach bei Shrewsbury (Shropshire)[3]) wird der Prozess
r ausgeführt, um ein höheres Ausbringen an Blei zu erzielen. Die
en besitzen nur fünf Arbeitsthüren, 2 an der Vorderseite und 3
Iinterseite. Der Sumpf liegt am Fuchsende der Vorderseite des
n Folge dieser Einrichtung lässt sich der Einsatz gleichmässiger
ausbreiten und erhitzen und das im Sumpfe angesammelte Blei
r vor der Einwirkung der Hitze geschützt. Der Einsatz beträgt
g. Zuerst werden die Erze 2 Stunden lang unter häufigem Wen-
stet, dann folgt eine 15 Minuten dauernde Reactionsperiode, worauf

Percy, Lead p. 235.
Percy, „Lead".
Percy, „Lead".

4 Stunden hindurch Röstung und Reaction mit einer jedesmaligen Dauer von je 15 Minuten auf einander folgen. Zum Schluss lässt man noch unter Erhöhung der Temperatur und unter fortwährendem Durchrühren der Massen eine zweistündige Reactionsperiode eintreten. Alsdann steift man die Rückstände mit Kalk an und bringt dieselben vor die Feuerbrücke, um das in ihnen enthaltene Blei auszusaigern. Die Rückstände, welche $^1/_8$ des Einsatzes ausmachen und gegen 40% Blei enthalten, werden zur Ausgewinnung ihres Bleigehaltes in niedrigen Schachtöfen verschmolzen.

Die Dauer der Verarbeitung eines Einsatzes beträgt 9 Stunden. Auf 16,8 t Erz werden 10 t Kohlen verbraucht. Zur Bedienung eines Ofens sind 2 Mann erforderlich. Der Bleiverlust wird auf 6% angegeben.

Der englische Prozess ist wegen der schnellen, aber unvollkommenen Röstung, der hohen, bei demselben angewendeten Temperatur und der damit verbundenen grossen Bleiverluste nicht zur Einführung zu empfehlen. Wird er dagegen so modificirt, dass er in noch grösseren Oefen (siehe Tarnowitzer Oefen S. 305) ausgeführt wird, dass die Röstung möglichst langsam bei niedriger Temperatur bis zur Bildung von 1 Molecül Bleisulfat und 2 Molecülen Bleioxyd auf 1 Molecül Schwefelblei geführt wird, dass die Reactionstemperatur nicht bis zum Zusammenschmelzen der Massen getrieben wird und dass die Rückstände nur soweit entarmt werden, als es ohne Bleiverluste geschehen kann, während der Rest des Bleis aus denselben durch Verschmelzen mit Reductionsmitteln im Schachtofen zu gewinnen ist, so ist er für die Verarbeitung quarzfreier bleireicher Erze zu empfehlen.

Der Tarnowitzer Prozess.

Dieser Prozess ist ein mit sehr grossen Einsätzen in englischen Oefen ausgeführter Kärnthener Prozess, bei welchem die letzte Periode, das Entbleien der Rückstände (Bleipressen), wegfällt oder sehr stark eingeschränkt ist. Durch die Ausführung desselben nach Kärnthener Art und die Unterbrechung desselben nach Beendigung der Rührperiode erhält man ein reines Blei bei geringen Bleiverlusten, indem das mit der Erschöpfung der Rückstände an Blei verbundene Verdampfen von Blei wegfällt und Körper, welche bei Fortsetzung des Prozesses (durch Einwirkung der Kohle) in das Blei übergeführt werden (Antimon, Kupfer), in den Rückständen verbleiben. Durch die Ausführung des Prozesses mit grossen Einsätzen in grossen Oefen erzielt man die Vortheile des englischen Prozesses, hohe Production und geringen Aufwand an Löhnen und Brennstoff. Dagegen ist es nicht zu vermeiden, dass ein grosser Theil des Bleigehaltes der Erze in den Rückständen verbleibt (30 bis 50%). Die letzteren werden einem reducirenden Schmelzen in Schachtöfen unterworfen, bei welcher Art der Verarbeitung die Bleiverluste erheblich geringer sind als beim Pressen des Bleis in Flammöfen. Sind die Erze silberhaltig, so concentrirt sich der Silbergehalt in dem zuerst abgestochenen Blei.

---

ch-
ngs-
eisen-
Kupfer,

nstehenden
Stiperstones
besitzt, dass
n Sumpfe ver-
Vorderseite des
Fuchses befindet.
wurde früher aus
en, während er
engen von Kalk
Gestübbesohle
er Sandlage.
s einem Ge-
estübbesohle-
rung lässt sich
Rost ist 0,523 m
Feuerbrücke ist
gegenüberliegende
hat 4 durch Mauer-
urch dieselben in ein
dann in die Esse. Das
in einen vor dem Ofen
ufüllen der Erze geschieht
Oeffnung. Die Rückstände
dlie abes
gt

Die Erze werden in einer 8 bis 10 cm hohen Schicht bei dunkler Rothglut (500 bis 600° C.) unter 8 bis 10 maligen Wenden 4 Stunden lang geröstet. Darauf führt man durch stärkeres Feuern und fleissiges Durcharbeiten der Massen die Reactionsperiode herbei und setzt während der-

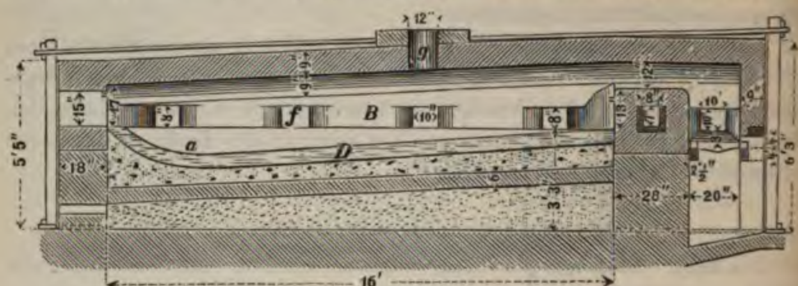


Fig. 191.

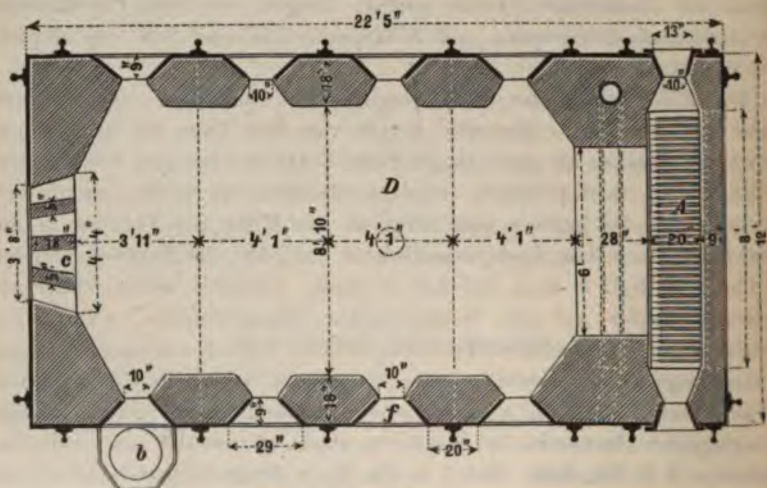


Fig. 192.

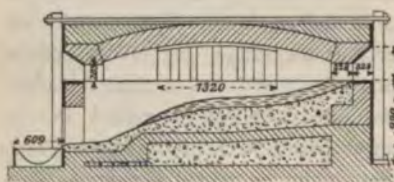




Fig. 193. Fig. 194.

selben zur Beförderung der Reaction 500 bis 600 kg bleioxydhaltige Hüttenproducte (Flugstaub, zinkhaltiges Bleioxyd von der Reinigung des durch Zink entsilberten Bleis, bleihaltigen Abstrich, Glätte, früher auch Weissbleierz) zu dem Röstgute.

Die Reactionsperiode dauert im Ganzen 7 Stunden.

Während derselben wird einer Verflüssigung der Massen durch geeignete Regulirung des Luftzuges und durch Einarbeiten von Kalk in dieselben vorgebeugt. Durch das Durchrühren der Massen bei geöffneten Arbeitsthüren tritt eine zeitweise Abkühlung derselben und ein Aufhören des Ausfliessens von Blei, gleichzeitig aber auch die weitere Oxydation von noch unzersetztem Schwefelblei ein. Durch verstärkte Feuerung bei geschlossenen Thüren bringt man die Massen wieder auf die erforderliche Temperatur, bei welcher das Ausfliessen des Bleis von Neuem beginnt.

Die Abkühlung der Massen und das darauf folgende Erhitzen derselben wiederholt sich mehrere Male in Zwischenräumen von $1\frac{1}{2}$ bis 2 Stunden. 3 Stunden nach Beginn der Reactionsperiode ist soviel Blei im Sumpfe angesammelt, dass der erste Abstich erfolgen kann. Das hierbei erfolgte Blei, das sogen. Jungfernblei, ist verhältnissmässig reich an Silber (0,17 bis 0,20 %). Es folgen nun in Zwischenräumen von $1\frac{1}{2}$ bis 2 Stunden noch mehrere Abstiche, welche indess weniger und silberärmeres Blei liefern. Wenn kein Blei mehr austritt, was nach 7 stündiger Dauer der Reactionsperiode der Fall ist, geschieht die Entfernung der Rückstände aus dem Ofen durch einen im Heerde angebrachten senkrechten Canal, unter welchem sich in einer Nische ein Tiegel befindet. Hierdurch wird die Belästigung der Arbeiter durch Bleidämpfe, welche sich beim Herausziehen der Rückstände durch die Arbeitsthüren nicht vermeiden lässt, verhütet.

Die Rückstände, welche 25 bis 35 % vom Gewichte der Beschickung ausmachen, enthalten 40 bis 56 % Blei. Von dem Bleigehalt der Erze werden 60 bis 65 % als Metall ausgebracht. Der Rest ist in den Rückständen enthalten. Ihr Silbergehalt beträgt gegen 0,02 %.

Der Bleigehalt der Rückstände wird durch Verschmelzen derselben in Schachtöfen gewonnen.

Die Dauer des Prozesses beträgt 11 bis 12 Stunden. Auf 100 kg Erz werden 40 bis 50 kg Kohlen verbraucht.

Zur Bedienung eines Ofens während der 12 stündigen Schicht sind 2 Mann erforderlich. Der Bleiverlust wird auf 4,45 % angegeben. Mit Wiedergewinnung des in den Rückständen und im aufgefangenen Flugstaube enthaltenen Bleis wird er zu $1\frac{1}{2}$ % Blei angegeben.

Auf der Walther-Kroneck-Hütte bei Schoppinitz, O.-S. hat der Ofen an jeder kurzen Seite desselben eine Feuerung. Die Feuergase ziehen in der Mitte des Ofengewölbes ab. Der Einsatz beträgt 4 t Erz mit 75 % Bleigehalt. Die Röstperiode dauert 4 Stunden, die Reactionsperiode 6 Stunden. Von dem Bleigehalte der Erze werden 50 bis 60 % im Flammofen ausgebracht. Der Rest des Bleis befindet sich in den Rückständen, welche in einem Pilz-Ofen verarbeitet werden. Der Brennstoffverbrauch beträgt 55 bis 60 % vom Gewichte des Einsatzes.

Der Prozess zu Bleiberg bei Montzen in Belgien[1])
ist, wie der Friedrichshütter Prozess, eine Vereinigung des Kärnthener Prozesses mit dem englischen Prozess. Man verarbeitet auf dem Bleiberg bei Montzen Bleiglanz mit 80 % Blei, 0,76 % Antimon, 0,006 % Kupfer, 0,0145 % Silber und geringen Beimengungen von Blende, Schwefelkies und Quarz.

Die Oefen unterscheiden sich dadurch von den Friedrichshütter Oefen, dass sie an jeder kurzen Seite eine Feuerung besitzen und dass die Feuer-

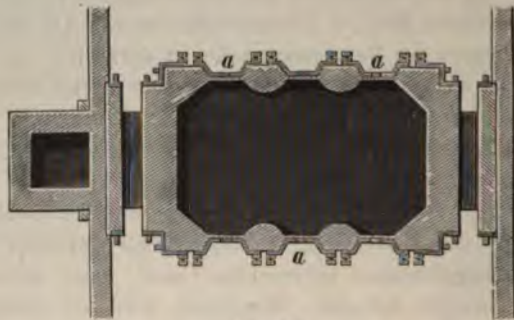


Fig. 195.

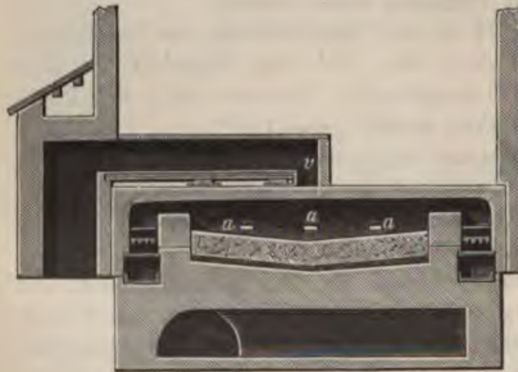


Fig. 196.



Fig. 197.

gase in der Mitte des Ofens durch 2 Füchse im Gewölbe desselben abziehen. Die Einrichtung derselben ist aus den nachstehenden Figuren 195, 196 und 197 ersichtlich. Der Heerd ist 4,7 m lang und 2,9 m breit. Die beiden Roste sind je 2 m lang und 0,4 m breit. Die beiden Feuerbrücken sind je 0,6 m breit und 0,3 m unter dem Gewölbe belegen. An jeder langen Seite des Ofens befinden sich je 3 Arbeitsöffnungen a. Der Heerd ist von beiden Feuerbrücken aus nach der Mitte hin gleichmässig geneigt, so dass

[1]) Berg- und Hüttenm. Ztg. 1863, S. 368.

eine Rinne entsteht, welche nach dem vor der mittleren Arbeitsöffnung der Vorderseite des Ofens befindlichen Stechheerd s hin geneigt ist. Die Feuergase ziehen durch die Füchse n in die Canäle v und aus diesen in die Esse.

Der Einsatz beträgt 2 t. Die Dauer des ganzen Prozesses ist 16 Stunden, wovon 6 Stunden auf die Röstperiode und 8 Stunden auf die Reactionsperiode entfallen. Man leitet den Prozess so, dass $^2/_3$ des Bleigehaltes der Erze im Flammofen gewonnen werden, der Rest aber in den Rückständen verbleibt. Die letzteren werden nach Beendigung der Reactionsperiode durch scharfes Feuern zusammengefrittet und dann ausgezogen. Sie enthalten 66,36 % Blei und 0,0024 % Silber. Man verarbeitet sie zusammen mit Flugstaub und Raffinirkrätzen in Schachtöfen auf Blei.

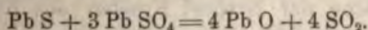
Aus 1000 kg Erz mit 79,34 % Blei erhält man 524,5 kg Werkblei mit 0,0258 % Silber und 331 kg Rückstände (mit 66,36 % Blei und 0,0024 % Silber). Auf 1000 kg Erz werden 400 kg Steinkohlen verbraucht. Der Gesammtbleiverlust wird auf 5,09 % angegeben.

Der Tarowitzer Prozess ist von allen Röst- und Reactionsprozessen am meisten geeignet für die Verarbeitung hochhaltiger kieselsäurefreier Erze und daher beim Vorhandensein billiger roher Brennstoffe zur Zugutemachung derselben zu empfehlen.

Der französische oder Bretagner Prozess.

Dieser Prozess ist eine Abänderung des Kärnthener Prozesses, von welchem er sich durch die Verarbeitung grösserer Einsätze (über 1 t) und eine sehr langsame Röstung sowie durch die Erzeugung bleireicherer Rückstände und durch grössere Bleiverluste unterscheidet. Derselbe ist für Erze, deren Kieselsäuregehalt bis 6 % geht, geeignet, wird aber gegenwärtig wegen der grossen, mit demselben verbundenen Bleiverluste nicht mehr angewendet. Er wurde früher zu Poullaouen in der Bretagne, zu Corfalie in Belgien, zu Albertville in Savoyen, zu St. Louis und Escalette bei Marseille und auf Binsfeldhammerhütte bei Stolberg ausgeführt.

In Folge der durch den Kieselsäuregehalt gebotenen langsamen Röstung bei niederer Temperatur, welche bis 7 Stunden dauert, erhält man mehr Bleisulfat im Verhältniss zum unzersetzten Schwefelblei wie beim Kärnthener Prozess, so dass bei der Reaction ausser Blei auch viel Bleioxyd entsteht nach der Gleichung:

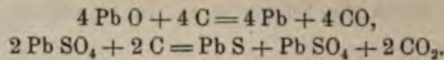


$$PbS + 3\,PbSO_4 = 4\,PbO + 4\,SO_2.$$

Dieses Bleioxyd wirkt seinerseits zerlegend auf noch vorhandenes unzersetztes Schwefelblei unter Bildung von Blei und Schwefliger Säure. Da indess schliesslich Bleioxyd und Bleisulfat im Ueberschusse vorhanden sind, so mengt man Kohle (magere Steinkohle oder Holzknüppel) unter

[1]) Habets, Industrie belge Liège 1878. Revue univers. 1877 No. 1.

die Massen, um das Bleioxyd zu Blei und einen Theil des Bleisulfats zu Schwefelblei zu reduciren nach den Gleichungen:



$$4\,PbO + 4\,C = 4\,Pb + 4\,CO,$$
$$2\,PbSO_4 + 2\,C = PbS + PbSO_4 + 2\,CO_2.$$

Schwefelblei und Bleisulfat wirken wieder so auf einander, dass je nach den Mengenverhältnissen beider Bleiverbindungen Blei oder Bleioxyd oder beide Körper gleichzeitig entstehen. Das Bleioxyd zerlegt sich wieder mit dem Schwefelblei oder wird durch Kohle reducirt.

In manchen Fällen wurde die Temperatur in der Reactionsperiode bis zum Schmelzen der Massen gesteigert, welche letzteren dann wieder durch Kalk angesteift wurden.

Da man bei diesem Prozess mit grösseren Einsätzen arbeitete als bei dem Kärnthener Prozess und da die Bildung von Bleisilicat nicht ganz zu vermeiden war, so erhielt man bleireichere Rückstände als bei dem Kärnthener Prozess. Auch waren in Folge der bei der Erschöpfung grösserer Massen von Rückständen erforderlichen hohen Temperatur die Bleiverluste grösser als beim Kärnthener Prozess.

Die Oefen, welche bei diesem Prozess angewendet wurden, besassen entweder eine Sohle oder zwei Sohlen. Im letzteren Falle wurde auf der oberen Sohle die Röstung, auf der unteren die Reaction und die Erschöpfung der Massen an Blei bewirkt.

Die Rückstände wurden entweder in Schachtöfen oder unter Zusatz von Eisen in Flammöfen verarbeitet.

Als Beispiel sei der Prozess, wie er früher zu Poullaouen in der Bretagne[1]) ausgeführt wurde, kurz dargelegt. Man verarbeitete daselbst Bleiglanz mit 5 % Quarz und geringen Beimengungen von Zinkblende und Schwefelkies.

Der Flammofen war einsohlig und besass nur an der vorderen langen Seite 3 Arbeitsthüren, unter deren mittelster sich der vor dem Ofen angebrachte Stechheerd befand. Der aus Thon hergestellte und mit geschmolzenem Erz gesättigte Heerd war 3,33 m lang und 1,95 m breit. Die Feuerung befand sich an der dem Fuchs gegenüberliegenden kurzen Seite des Ofens. Der Rost war 1,30 m lang und 0,50 m breit; die Feuerbrücke war 0,56 m breit.

Das Gewicht des Einsatzes betrug 1300 kg. Das Erz wurde zuerst 5—6 Stunden lang bei niedriger Temperatur geröstet. Hierbei bildeten sich auf der Oberfläche der Erzpost Krusten aus Bleisulfat, welche zerbrochen und in die Röstmasse eingearbeitet wurden. Wenn das Röstgut anfing zusammenzubacken und in Folge der Reaction von Bleisulfat auf Schwefelblei die ersten Bleitropfen erschienen, wurde durch stärkeres Feuern, welches indess nur bis zum Teigigwerden, nicht bis zur Verflüssigung

---

[1]) Berg- und Hüttenm. Ztg. 1863, S. 367, 368. Annales des mines 6. sér., 13, 335.

der Massen gehen durfte, die eigentliche Reactionsperiode herbeigeführt. Zur Reduction des entstehenden Bleioxyds und des überschüssigen Bleisulfats mengte man Holzknüppel oder magere Steinkohlen in die Massen und rührte die letzteren in kurzen Zwischenräumen durch. 4 bis 5 Stunden nach dem Eintritt der Reactionsperiode erfolgte der erste Abstich, welchem in Zeiträumen von je $1^1/_2$ bis 2 Stunden noch zwei weitere Abstiche folgten. Nach dem letzten Abstich wurden die Rückstände aus dem Ofen gezogen. Die letzteren machten 33 % des Einsatzes aus und enthielten 38 bis 39 % Blei. Die Reactionsperiode dauerte 8 Stunden, der ganze Prozess 16 Stunden. Der Brennmaterialverbrauch für die Verarbeitung eines Einsatzes betrug 5 cbm Holz und 300 kg Kohlen (Caben). Ein Ofen war mit zwei Mann belegt.

Die Rückstände wurden mit Eisen, bleiischen Hüttenproducten und Silbererzen in Flammöfen verschmolzen.

Von dem Bleigehalte der Erze wurden 71 % im Flammofen ausgebracht. Durch die Verarbeitung der Rückstände wurden noch weitere 19 % des Bleigehaltes derselben ausgebracht. Der gesammte Bleiverlust bezifferte sich demnach auf 10 % des Bleigehaltes der Erze.

Der französische Prozess ist theils in Folge der Erschöpfung der Erzlagerstätten ausser Anwendung gelangt, theils ist er durch die Röst- und Reductionsarbeit verdrängt worden, welche letztere ihm in jeder Hinsicht überlegen ist.

Nach den vorstehenden Darlegungen wird man die Röst- und Reactionsarbeit in Flammöfen grundsätzlich bei billigen rohen Brennstoffen und bei quarzfreien reichen Bleiglanzen zur Anwendung bringen. Man wird dieselbe am besten in einer dem Tarnowitzer Prozesse ähnlichen Art und Weise ausführen.

Die Röst- und Reactionsarbeit in Heerdöfen.

Die Röst- und Reactionsarbeit in Heerdöfen ist ungesunder (wegen der Belästigung der Arbeiter durch Bleidämpfe) und mit grösseren Metallverlusten verbunden als die Röst- und Reactionsarbeit in Flammöfen.

Die Heerdöfen, in welchen sie ausgeführt wird, arbeiten mit Gebläse. Als Brennstoff lassen sich sowohl rohe Brennstoffe (Holz, Torf, Steinkohle) als auch verkohlte Brennstoffe (Holzkohle) verwenden.

Die Arbeit in Heerden ist dadurch eigenthümlich, dass Erze und Brennstoff nicht auf einer festen Unterlage ruhen, sondern auf flüssigem Blei schwimmen, womit der Heerd stets nahezu gefüllt erhalten wird. (Andernfalls würde das Eisen, aus welchem die Heerdwände bestehen, angegriffen werden.) Die Gewinnung des Bleis aus Bleiglanz in Heerdöfen unterscheidet sich von der Ausführung dieser Arbeit in Flammöfen dadurch, dass die Abscheidung des Bleis sowohl durch Reduction des bei der Röstung gebildeten Bleioxyds durch den Kohlenstoff des Brennmaterials als auch durch Einwirkung von Bleioxyd und Bleisulfat auf Schwefelblei

bewirkt wird. Auch lassen sich bei der Heerdofenarbeit eine besondere Röstperiode und eine besondere Reductions- beziehungsweise Reactionsperiode nicht unterscheiden; es findet vielmehr in der nämlichen Zeit bei einem Theile der Erze die Röstung, bei einem anderen Theile derselben die Reaction von Bleioxyd und Bleisulfat auf das unzersetzte Schwefelblei beziehungsweise die Reduction von Bleioxyd durch Kohle statt. Das in die Oefen gebrachte Erz erleidet nämlich über der Form eine Abröstung, worauf bei seinem Niedergehen in der heissen Formgegend die Reaction von Bleioxyd und Bleisulfat auf das unzersetzte Schwefelblei beziehungsweise die Reduction des Bleioxyds durch Kohle stattfindet.

Die Erze müssen Erbsen- oder noch besser Haselnussgrösse besitzen. Geringere Korngrössen sind zu vermeiden, weil sonst leicht ein Verstäuben der Erze eintritt. Pulverförmige Erze müssen vor dem Einbringen in den Heerd zusammengesintert werden. Die auf einmal in den Heerd eingesetzte Erzmenge beträgt 5 bis 15 kg.

Die Arbeit ist so zu führen, dass ein Zusammenschmelzen der Massen im Heerde nicht eintritt. Um dasselbe zu verhüten, werden die Massen bei abgestelltem Gebläse in kurzen Zeiträumen aus dem Ofen herausgenommen, von bleiärmeren Schlacken (welche für sich in Schachtöfen verarbeitet werden) getrennt und nach erfolgter Abkühlung gewöhnlich unter Zusatz von Kalk zur Ansteifung in den Heerd zurückgebracht.

Da sich bei der Heerdarbeit erhebliche Mengen von Blei verflüchtigen, so sind zum Schutze der Arbeiter über den Heerden Vorrichtungen zum Ableiten der Bleidämpfe anzubringen, und die letzteren selbst sind in umfangreichen Condensationsanlagen aufzufangen.

Die Heerde stellen Kästen dar, deren Boden und Wände aus Gusseisen bestehen. In manchen Fällen besteht die Vorderwand aus einem Gemenge von Knochenasche und gepulvertem Bleiglanz, welches undurchdringlich für Blei ist. An der Vorderwand ist eine geneigte Platte, die sogen. Arbeitsplatte, angebracht. In derselben befindet sich eine schmale Rinne, durch welche das aus dem Heerde überfliessende Blei in einen geheizten Kessel aus Gusseisen geführt wird. Ueber den Heerden sind Rauchmäntel angebracht, welche mit Condensationsvorrichtungen für die Bleidämpfe in Verbindung zu setzen sind. Bei manchen Heerden sind die über der Hinterwand und den Seitenwänden angebrachten Verlängerungen des Heerdkastens, welche gleichfalls aus Gusseisen bestehen, durch Luft oder Wasser gekühlt. Bei Anwendung von Luftkühlung führt man den Gebläsewind durch die zu kühlenden Theile. Durch den hierdurch erhitzten Gebläsewind wird die Bleiverflüchtigung indess erheblich vergrössert. Man ist desshalb vielfach von der Luftkühlung zurückgekommen und hat dieselbe durch Wasserkühlung ersetzt. Die Luftkühlung ist nur da anzuwenden, wo man einen Theil des Bleis absichtlich verflüchtigt, um dasselbe nach vorgängiger Abkühlung in Säcken aufzufangen und daraus durch einen weiteren Prozess eine Farbe herzustellen (Bartlett-Prozess).

Man unterscheidet nun vier Arten von Heerden, nämlich:

1. den schottischen Heerd,
2. den amerikanischen Heerd mit Luftkühlung oder Rossie-Ofen,
3. den amerikanischen Heerd mit Wasserkühlung,
4. den Jumbo-Heerd oder Moffet-Heerd mit Luft- und Wasserkühlung.

Der schottische Heerd ist aus den nachstehenden Figuren 198 und 9, sowie 200, 201 und 202 ersichtlich. (Das eingezeichnete Maass ist glisches Maass.)

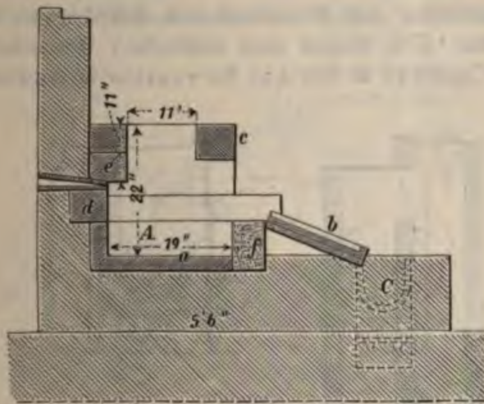


Fig. 198.

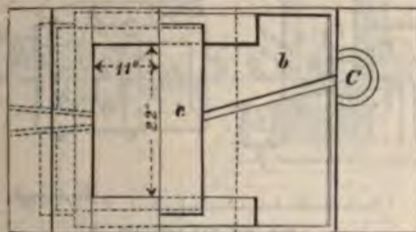


Fig. 199.

Die Figuren 18 und 19 stellen einen Heerd dar, dessen Vorderwand s einem Gemenge von Knochenasche und gepulvertem Bleiglanz besteht. ist der eigentliche Heerd von 0,58 m Länge, 0,53 m Breite und 0,30 m efe. Der Boden a (7 cm stark), die beiden Seitenwände und die Hinternd bestehen aus Gusseisen, die Vorderwand f aus dem gedachten Genge von Bleiglanz und Knochenasche. An diese Vorderwand, den soannten Damm, schliesst sich eine geneigte, mit einer Rinne b versehene tte aus Gusseisen mit umgebogenen Rändern, die sogen. Arbeitsplatte vor welcher sich ein gusseiserner, geheizter Kessel C befindet. Das den Erzen ausgeschmolzene Blei fliesst, sobald der Heerd gefüllt ist, r die Vorderwand desselben hinüber und gelangt durch die Rinne b

Gusseisenstück o ruht ein weiteres Gusseisenstück p. m ist ein über der Vorderseite des Heerdes angebrachtes Gusseisenstück. c ist der Rauchfang; d ist eine Kammer zum Auffangen von Flugstaub, welcher durch die am Boden der Kammer befindliche Thüre e aus derselben entfernt wird. k ist eine Thüre, durch welche der Brennstoff auf den Heerd gestürzt wird, während das Erz von der Vorderseite desselben aus aufgegeben wird. Durch die Schiebethüre f kann die Vorderseite des Heerdes geschlossen bzw. geöffnet werden.

Dieser Heerd hat den Nachtheil, dass ein unausgesetzter Betrieb in demselben in Folge des Heisswerdens der Wände nicht möglich ist. Man

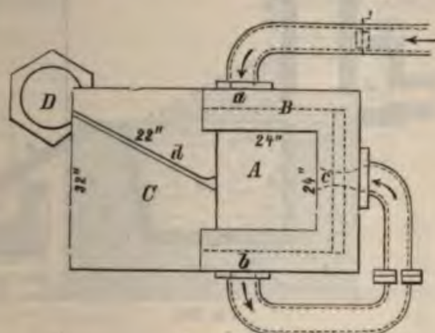


Fig. 203.

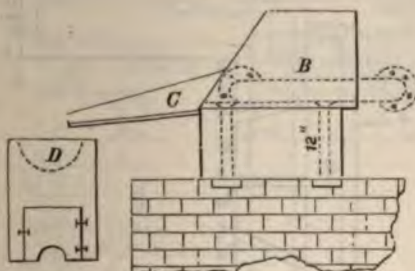


Fig. 204.

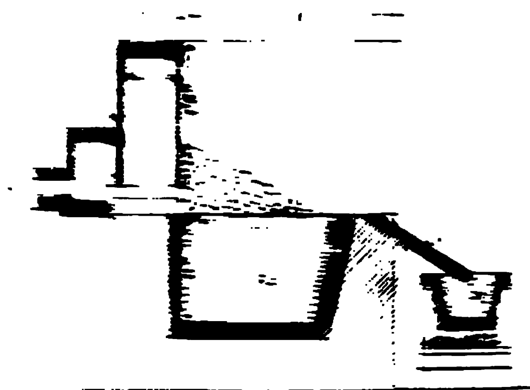
gezwungen, den Betrieb zur Abkühlung des Heerdes nach der Verarbeitung les Einsatzes für eine Zeit lang zu unterbrechen.

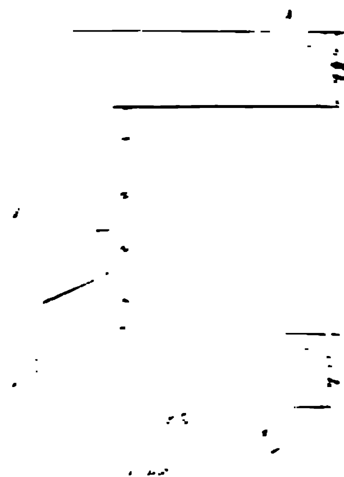
Dieser Heerd steht in England und Schottland in Anwendung. Als nnstoff verwendet man Torf oder bituminöse Steinkohle.

Der amerikanische Heerd mit Luftkühlung oder Rossie-n stand früher zu Rossie im Staate New-York in Anwendung, ist aber en der mit demselben verbundenen Bleiverflüchtigung daselbst aufge-en worden. Dagegen steht er noch zu Bleiberg in Kärnthen im iebe.

Die Einrichtung desselben ergiebt sich aus den nachstehenden Figuren und 204. (Die eingeschriebenen Zahlen sind amerikanisches Maass.).

[illegible] bestehenden. [illegible] [illegible] die [illegible] angeschlossen [illegible] Herde [illegible] Rückwand des Herdes [illegible] gewissermassen eine [illegible] geschlossene [illegible]





[illegible] verlässt [illegible] der [illegible] Form [illegible] zu [illegible] Hor[illegible] einem derartigen Ofen [illegible] 12 [illegible] verarbeitet.

Der amerikanische Herd mit Wasserkühlung ist au[illegible] **Figuren** [illegible] **16** ersichtlich. Die eingeschriebenen Masse sind [illegible]

isch.) a ist der aus Gusseisen hergestellte Heerdkasten, welcher in uerwerk liegt. Ueber der Rückwand und den beiden Seitenwänden des erdkastens ist ein hohler, aus Gusseisen hergestellter Aufsatz angeacht, in welchem Wasser circulirt. Dasselbe tritt durch das Rohr b ein d durch das Rohr c aus. An der Rückwand des Wasserkastens ist ein indkasten d angebracht, in welchen der durch einen Blower erzeugte bläsewind eingeführt wird. Aus demselben tritt er durch drei Formen den Heerd. Als Brennstoff wendet man Holz, Steinkohle oder Holzhle an.

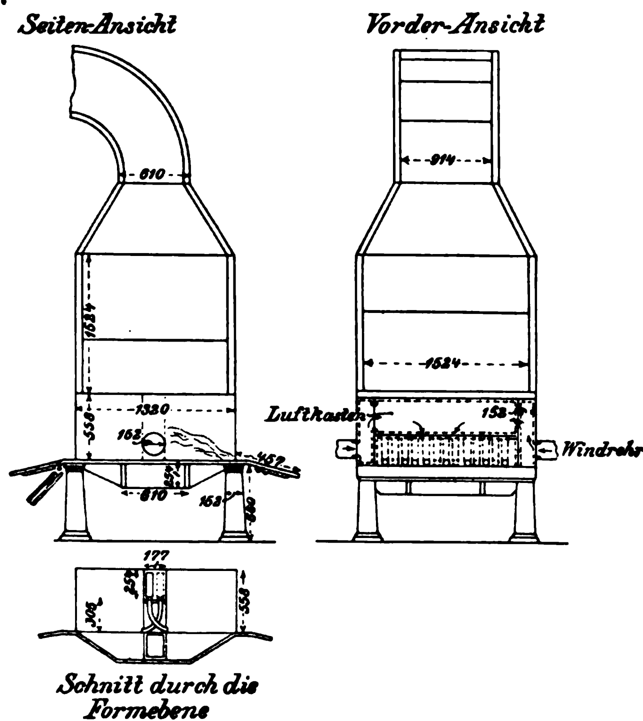


Fig. 207, 208 und 209.

Dieser Heerd steht im Staate Missouri in den Vereinigten Staaten n Nordamerika in Anwendung[1]).

In 8 Stunden werden in diesem Ofen $1^1/_2$ t Erz verarbeitet.

Der Moffet-Heerd oder Jumbo-Ofen steht gleichfalls in den ereinigten Staaten von Nord-Amerika und in England in Anwendung d stellt einen theils durch Luft, theils durch Wasser gekühlten Doppel-

[1]) Williams „Industrial Report". Geological Survey of Missouri 1877, p. 36. ans. A. I. M. E. v. p. 324. Broadhead: „Geological Survey of Missouri" 73—74, p. 492.

heerd dar. Die Einrichtung desselben ergiebt sich aus den Figuren 207, 208 und 209[1]).

Der Ofen ruht auf Säulen aus Gusseisen, so dass der Heerdkasten von unten durch Luft gekühlt werden kann. Der letztere ist durch einen hohlen, gusseisernen, auf dem Boden desselben liegenden Balken in zwei Theile getheilt, welche jeder für sich einen Heerd bilden und unabhängig von einander betrieben werden. Dieser Balken (partition box genannt) bildet die gemeinschaftliche Hinterwand der beiden Heerde und hat in seinem unteren Theile eine Oeffnung, durch welche er sich mit flüssigem Blei füllt. Auf demselben ruht der aus Gusseisen hergestellte hohle Wasserkasten, in welchem Wasser circulirt, und über diesem der gleichfalls aus Eisen hergestellte, der Länge nach in zwei Abtheilungen geschiedene Luftkasten, in welchem Luft circulirt. Aus den beiden Abtheilungen des Windkastens gelangt der Wind in eine Reihe von kupfernen Düsen (je 7 für jede Heerdabtheilung), welche durch den Wasserkasten hindurchgehen und den in dem Windkasten erwärmten Wind in den Heerd leiten.

Dieser Ofen dient besonders zur Herstellung von Blei und daneben von weisser Farbe aus dem verflüchtigten Bleirauch (Joplin in Missouri).

Der Betrieb auf den verschiedenen Heerden wird sobald es sich nicht um die Gewinnung von Farbe handelt, in annähernd gleicher Weise ausgeführt.

Auf dem nahezu mit Blei gefüllten Heerd breitet man Kohle aus und bringt dann Brennstoff (Steinkohle, Torf, Holz, Holzkohle) auf denselben. Ist der Brennstoff angezündet und in Glut gerathen, so bringt man die bleihaltigen Rückstände von der letzten Operation, in England und Schottland browse genannt, auf denselben. Sobald sich Blei ausscheidet, trägt man eine Portion Erz, welche je nach der Grösse des Heerdes ein Gewicht von 5 bis 15 kg besitzt und gewöhnlich mit einer kleinen Menge Kalk ($1^1/_2$ bis 2 %) gemengt wird, auf die glühenden Massen und bedeckt dieselbe mit einer geringen Menge Brennstoff. Nach 5 bis 10 Minuten ist der untere Theil der Masse zusammengesintert. Man bricht dieselbe auf und zieht sie aus dem Heerde heraus auf die Arbeitsplatte desselben, wobei der obere Theil der im Heerde befindlichen Erzlage heruntersinkt. Auf der Arbeitsplatte trennt man die Schlacke von dem noch nicht ganz zersetzten Erz (browse) und giebt das letztere mit einer neuen Portion Erz und mit einer kleinen Menge gelöschten Kalkes in den Heerd zurück. (Die Schlacke wird gesammelt und für sich in Schachtöfen verarbeitet.) — Nach 5 bis 10 Minuten bricht man die Massen wieder auf, holt den zu unterst liegenden halbgeschmolzenen Theil derselben wieder aus dem Heerde und behandelt ihn in gleicher Weise wie dargelegt. In

---

[1]) Dewey, Trans. A. I. M. E. XVIII p. 674. Clerc, Engin. and Min. Journal July 4, 1885. Ramsay, Scientif. Americ. Supplement May 14, No. 593. 1887. Transact. of the Americ. Inst. of Min. Engen. 1890 February.

ieser Weise fährt man mit Aufbrechen der Masse, Ausziehen und Reinigen er Rückstände sowie Zurückbringen derselben auf den Heerd in Zwischenämmen von je 5 bis 10 Minuten fort.

Der schottische Heerd, welcher eine Kühlung nicht besitzt, ist nach 8 bis 12stündigem Betriebe so heiss geworden, dass eine mehrstündige (5 Stunden) Unterbrechung des Betriebes zur Abkühlung desselben erfolgen muss. Bei den Heerden mit Kühlung ist eine Betriebsunterbrechung nicht erforderlich.

Das ausgeschiedene Blei tröpfelt durch die Brennstofflage auf den Heerd und fliesst, wenn derselbe gefüllt ist, durch die in der Arbeitsplatte angebrachte Rinne in den vor derselben befindlichen erhitzten Kessel ab.

An einem Heerde sind bei grösserer Production 3 Mann, bei kleinerer Production 2 Mann Bedienung vorhanden.

In einem schottischen Heerd zu Wensleydale in England (Nord-Yorkshire)[1]) wurden in einer Woche in 6—8stündigen Schichten 9753 kg Erz bei einem Aufwande von 8,7 hl Torf und 342 kg Steinkohlen verarbeitet. Man erhielt 7260 kg Blei = 74,44 % Ausbringen, 641 kg Schlacken und 154 kg Heerdrückstände, von welchen übrigens bei Beginn des Betriebes 182 kg vorhanden waren.

Es wurden hiernach in der 8stündigen Schicht etwas über 1200 kg Erz verarbeitet.

Auf den Werken der Keld Head Mining Co. in England[2]), werden in 12 Stunden 2100 kg Erz in einem grösseren schottischen Heerde (von 23 Zoll englisch Länge, 21 Zoll Weite und 12 Zoll Tiefe) bei 3 Mann Belegschaft in der Schicht bei einem Brennstoffaufwande von 187 kg Steinkohlen und 12 bushels Torf verarbeitet. Das directe Bleiausbringen aus dem Heerde beträgt 74,44 %.

In dem amerikanischen Heerd mit Luftkühlung (Rossie-Ofen) wurden zu Rossie im Staate New-York in 24 Stunden 4540 kg Erz verarbeitet und hieraus 3267,8 kg Blei bei einem Brennstoffaufwand von 2 cords Holz erhalten. Das directe Bleiausbringen aus dem Heerde betrug hier 73,88 %.

In Bleiberg in Kärnthen werden in 12 Stunden im Rossie-Ofen 2000 kg Erze verarbeitet. Der Bleiverlust soll daselbst um 2 % grösser sein als beim Kärnthener Prozess.

In dem amerikanischen Heerd mit Wasserkühlung werden zu Granby in Missouri in 24 Stunden 4500 kg Erz mit 27,6 bushels Holzkohle verarbeitet. Das directe Ausbringen an Blei aus dem Heerde dürfte 75 % nicht übersteigen. Die Schlacken, welche in Schachtöfen verarbeitet werden, halten noch 30 bis 40 % Blei. Die Anzahl der Arbeiter während der Schicht beträgt 3. Auf den Hopewell works in Missouri werden in einem derartigen Heerde 3000 kg Erz in 24 Stunden verarbeitet bei einem directen

[1]) Percy, „Lead“.
[2]) Percy, „Lead“.

Bleiausbringen von 73,20 %, und bei einer Belegschaft von 3 Mann in der Schicht.

In dem Doppelheerd mit Luft- und Wasserkühlung werden in 24 Stunden 12600 kg Erze bei einem Brennstoffaufwand von 1080 kg Steinkohle auf Blei und bleihaltigen Flugstaub zur Farbenbereitung verarbeitet. Dieser Prozess steht auf den Werken der Lone Elm Mining and Smelting Company zu Joplin, Jasper County, Missouri in Anwendung. Das Erz ist ein Blende enthaltender Bleiglanz mit 70—73 % Blei. Derselbe wird zunächst bei hoher Temperatur unter Zusatz von $2\frac{1}{2}$ % Kalk auf Blei, Schlacke und Bleirauch verarbeitet. Durch den Gebläsewind wird ein Theil des Schwefelbleis in Bleisulfat und Bleioxyd verwandelt, welche Körper sich mit dem unzersetzten Schwefelblei in Blei und Schweflige Säure umsetzen. Das Blei gelangt theils auf den Heerd, theils wird es verflüchtigt und oxydirt. Vom Schwefelblei wird gleichfalls ein Theil verflüchtigt und oxydirt. Der Bleirauch wird nach vorgängiger Abkühlung in Säcken aus Wolle aufgefangen und stellt dann ein Pulver von grauer Farbe dar. Dasselbe wird durch Ausbrennen der in ihm enthaltenen kohlehaltigen Körper (Russ und Kohlentheilchen) in weisse Krusten verwandelt. Die letzteren werden mit der Schlacke vom Verschmelzen des Bleiglanzes in niedrigen Schachtöfen mit Koks bei sehr hoher Temperatur eingeschmolzen. Zur Oxydation des verflüchtigten Bleis und Zinks ist im oberen Theil des Schachtofens noch eine Reihe von Windformen angebracht. Man erhält hierbei Blei, Schlacken und Rauch, welcher letztere nach vorgängiger Abkühlung in Säcken aufgefangen wird und ein weisses, als Handelsfarbe verwerthbares Product bildet.

Von dem Bleigehalte der Erze werden 68 % als Blei ausgebracht, während der Rest desselben theils in Rauch verwandelt wird, theils in die Schlacke geht.

Die bei den Heerdprozessen erhaltene Schlacke wird, wie schon erwähnt, in Schachtöfen und zwar gewöhnlich in kleineren Schachtöfen, den sog. Schlackenheerden, verschmolzen (die nähere Beschreibung der Oefen und des Verfahrens siehe bei der Verarbeitung der bleihaltigen Hüttenproducte).

Was die Ausführung der Heerdarbeit in den verschiedenen Arten von Heerden anbetrifft, so ist, falls man das Blei in metallischem Zustande und nicht theilweise als Flugstaub für die Herstellung von weisser Farbe ausbringen will, die Anwendung von mit Wasser gekühlten Heerden am meisten zu empfehlen. Will man dagegen ausser Blei auch bleihaltigen Flugstaub zur Herstellung weisser Farbe (Bartlett-Prozess) gewinnen, so empfehlen sich die Heerde mit Wasser- und Luftkühlung.

Was nun die Vergleichung zwischen Heerd- und Flammofenprozessen anbetrifft, so hat die Heerdarbeit gegenüber der Flammofenarbeit die Nachtheile einer grösseren Bleiverflüchtigung, einer ungesunderen Arbeit und der Nothwendigkeit der Unterhaltung eines Gebläses. Der Gesammtblei-

verlust ist nicht genau in Erfahrung zu bringen, nur von den Heerden in Bleiberg wird er um 2% grösser als von den dortigen Kärnthener Oefen angegeben. (Oesterr. Zeitschr. 1883. Vereinsmittheilungen No. 9.). In Bezug auf Höhe der Production steht sie gleich mit der Arbeit in grösseren Flammöfen. In Bezug auf Brennstoffverbrauch arbeiten die Heerde günstiger als die Flammöfen, dagegen erfordern sie mehr und geschicktere Bedienungsmannschaft als dieselben.

Grundsätzlich wird man daher die Röst- und Reactionsarbeit in Flammöfen ausführen und die Heerdarbeit nur dann anwenden, wenn die Verflüchtigung eines Theiles Blei, wie bei der Verwendung desselben zur Herstellung von weisser Farbe (Bartlett-Prozess) erwünscht ist oder wenn die motorische Kraft zum Betriebe eines Gebläses billig ist und nur ein periodischer Betrieb (z. B. bei Anlieferung der Erze in langen Zwischenräumen) geführt werden kann. Für silberhaltige Bleierze ist die Heerdarbeit wegen der mit derselben verbundenen Silberverluste durch Verflüchtigung nicht zu empfehlen.

Die Röst- und Reductionsarbeit.

Die Röst- und Reductionsarbeit lässt sich für Bleiglanz mit den verschiedensten Beimengungen anwenden. Man verarbeitet mit Hülfe derselben sowohl an Kieselerde und Basen reiche Erze, welche sich nicht durch die Röst- und Reactionsarbeit zu Gute machen lassen, als auch an Schwefel-, Arsen- und Antimonverbindungen reiche Bleiglanze, welche die Niederschlagsarbeit ausschliessen.

Dieselbe besteht in einer Röstung der Erze in besonderen Röstvorrichtungen und in einem Verschmelzen der gerösteten Erze mit Reductions- und Flussmitteln in Schachtöfen.

Durch die Röstung soll das Schwefelblei nach Möglichkeit in Bleioxyd übergeführt werden. Gleichzeitig sollen die fremden Schwefelmetalle in Oxyde übergeführt und Arsen und Antimon nach Möglichkeit verflüchtigt werden. Nun ist bei der Röstung des Schwefelbleis die Bildung erheblicher Mengen von Bleisulfat nicht zu vermeiden. (Plattner[1]) erhielt bei der sorgfältigsten Röstung von gepulvertem Bleiglanz 66,3 % Bleioxyd und 33,7 % Bleisulfat.) Dieses Bleisulfat, welches im Schachtofen wieder zu Schwefelblei reducirt wird, sucht man in den meisten Fällen am Ende der Röstung in Bleisilicat zu verwandeln.

Durch das Schmelzen der gerösteten Erze in Schachtöfen soll das Blei aus dem Oxyd durch Kohle, aus dem Silicat durch Kohle und Eisenoxyd ausgeschieden werden. Im gerösteten Erze noch vorhandenes oder aus dem Bleisulfat reducirtes Schwefelblei soll durch Eisen unter Bildung von Schwefeleisen und Ausscheidung von Blei zerlegt werden. Die fremden

[1]) Metallurg. Röstprozesse.

Bestandtheile mit Ausnahme von Gold und Silber sollen verschlackt beziehungsweise verflüchtigt werden. Gold und Silber sollen in das Blei übergeführt werden.

Von fremden Bestandtheilen wirken grössere Mengen von Zinkblende besonders nachtheilig bei dem Prozesse.

Schwefelzink geht bei dem Schmelzprozesse theils in die Schlacke, theils in etwa gebildeten Stein über, macht beide Körper strengflüssig und nimmt, wenn Silber in den Erzen vorhanden ist, Schwefelsilber mit sich. In Folge der Strengflüssigkeit trennen sich Schlacke und Stein sehr unvollständig von einander und man erhält sehr oft ein Gemenge von Stein und Schlacke. Beim Vorhandensein von Eisen wird aus der Blende unter Bildung von Schwefeleisen ein Theil Zink ausgeschieden, welches Anlass zur Verflüchtigung von Metallen und zur Bildung von Ofenbrüchen giebt. Durch Oxyde des Eisens und Silicate soll nach Plattner[1]) die Blende zersetzt werden und das hierbei gebildete Zinkoxyd in die Schlacke gehen. Dieser Prozess dürfte aber nur in unvollkommenem Maasse Statt finden.

Da das Zinkoxyd leichter zu verschlacken ist als das Schwefelzink, so muss das letztere durch die Röstung nach Möglichkeit in Zinkoxyd übergeführt werden.

Das Zinkoxyd allein bildet mit Kieselerde ein unschmelzbares Silicat, dagegen wird es leicht von basischen Eisensilicatschlacken aufgenommen. Ist der Gehalt an Zinkoxyd in diesen Schlacken nicht zu gross, so sind dieselben noch hinreichend leichtflüssig, um sich leicht von dem Blei und event. dem Steine zu trennen. Bei grösserem Gehalte an Zinkoxyd werden dieselben strengflüssig und schliessen mechanisch Blei und Bleistein ein. (Bis zu einem bestimmten Grade lässt sich das Eisenoxydul der Schlacke auch durch Baryt und Kalk ersetzen). Ein nicht unerheblicher Theil des Zinkoxyds entgeht der Verschlackung und wird in dem heissesten Theile des Ofens zu metallischem Zink reducirt. Das letztere verflüchtigt sich, wird beim Emporsteigen im Schachtofen durch Kohlensäure (und Wasserdampf) oxydirt und setzt sich zum Theil als sog. Ofenbruch an den kälteren Theilen den Ofens an, wodurch der Ofen in verhältnissmässig kurzer Zeit so verengert wird, dass er ausgeblasen werden muss. Das Zink, welches sich nicht als Ofenbruch oder Ofengalmei im Ofen ansetzt, tritt aus demselben mit den Ofengasen aus und reisst Blei und Silber mit sich.

In Folge der gedachten Nachtheile, welche ein grösserer Zinkgehalt der Erze verursacht, muss man sich des Zinks nach Möglichkeit vor dem Verschmelzen der Erze zu entledigen suchen. Soweit dies durch eine geeignete Aufbereitung der Erze nicht möglich ist, muss das Zink aus den gerösteten Erzen entfernt werden. Das kann geschehen durch Verwandlung des Zinks in Sulfat und Auslaugen desselben — sei es durch eine sulfatisirende Röstung der Erze und Auslaugen des neutralen Sulfats

[1]) Berg- und Hüttenm. Ztg. 1854 p. 81.

mit Wasser, des basischen Sulfats und des Zinkoxyds mit Schwefelsäure, sei es durch ein Totrösten der Erze und Auslaugen des Zinkoxyds mit Schwefelsäure — oder durch Totrösten des Schwefelzinks und Auslaugen des Zinkoxyds durch andere Lösungsmittel oder durch Reduction und Verflüchtigung des Zinks mit einem Theile Blei (Bartlett-Prozess).

Arsenverbindungen veranlassen, sobald dieselben in grösseren Mengen vorhanden sind, die Bildung von Speise beim Schmelzprozess, in welche ausser Eisen auch Kupfer, Silber und ein Theil Blei übergehen. Die gedachten Metalle sind nur schwierig und unvollständig aus den Speisen zu gewinnen. Ein Theil Arsen wird beim Schmelzprozesse verflüchtigt und disponirt auch Blei und Silber zur Verflüchtigung. Es muss daher das Arsen soweit wie möglich durch Röstung aus den Erzen entfernt werden. Kleine Mengen von Arsen gehen auch in das Blei über.

Antimon hat weniger Neigung, Speisen zu bilden, als in das Blei überzugehen, welches letztere mit Antimon in den verschiedensten Verhältnissen zusammenschmilzt. Zum Theil wird das Antimon beim Schmelzprozesse verflüchtigt und reisst Blei und Silber mit sich. Soweit man daher nicht Antimonblei herzustellen beabsichtigt, muss das Antimon, da es schon in geringen Mengen nachtheilig auf die Weichheit des Bleis einwirkt, nach Möglichkeit durch Röstung aus den Erzen entfernt werden.

Kupfer geht, wenn beim Schmelzprozesse kein Schwefel zur Bindung desselben vorhanden ist, in das Blei über, aus welchem es durch besondere Reinigungsprozesse entfernt werden muss.

Ist es in den Erzen in gewinnbarer Menge vorhanden, so ändert man die Röst- und Reductionsarbeit dahin ab, dass man in Folge schwächerer Röstung der Erze einen Theil Schwefel in denselben lässt und dadurch beim Schmelzprozesse das Kupfer in einen Stein überführt, in welchen gleichzeitig auch 1 Theil Schwefelblei und, wenn vorhanden, auch 1 Theil Schwefelsilber, sowie sonstige Schwefelmetalle übergehen. Aus diesem Stein werden durch besondere Röst- und Schmelzprozesse Blei und Kupfer gewonnen, wobei das Silber zum Theil in das Kupfer, zum Theil in das Blei geht.

Die Röst- und Reductionsarbeit liefert ein weniger reines Blei als die Röst- und Reactionsarbeit, weil bei derselben ein Theil der fremden Metalloxyde zu Metallen reducirt wird, welche in das Blei übergehen.

Die Röstung.

Die Erze werden entweder in Pulverform oder in Stückform geröstet. Die Röstung der Erze in Stückform, welche früher häufig angewendet wurde, findet gegenwärtig nur noch unter besonderen Umständen statt.

Bei der Röstung eines schlichförmigen Gemenges von Bleiglanz mit Schwefelkies, Kupferkies, Zinkblende, Quarz, Spatheisenstein und Erden, wie es gewöhnlich das Material für die Röst- und Reductionsarbeit

bildet, wird, sobald die erforderliche Temperatur vorhanden ist, zuerst der Schwefel der Schwefelmetalle in Schweflige Säure verwandelt und die betreffenden Metalle werden oxydirt. Ein Theil der Schwefligen Säure verwandelt sich in Schwefelsäure und bildet mit den Metalloxyden Sulfate. Bei gesteigerter Hitze zersetzen sich nacheinander die Sulfate des Eisens, des Kupfers, zum Theil auch das Zinksulfat und dann das Silbersulfat. Das Zinksulfat verliert nur einen Theil seiner Schwefelsäure und verwandelt sich in basisches Sulfat, welches sich erst in der Weissglut in Zinkoxyd und Schwefelsäure-Anhydrid bzw. Schweflige Säure und Sauerstoff zersetzt. Die Sulfate des Eisens und Kupfers werden in Oxyde und Schwefelsäure-Anhydrid bzw. Schweflige Säure und Sauerstoff, das Silbersulfat in Silber, Schweflige Säure und Sauerstoff zerlegt. Das Bleisulfat zersetzt sich überhaupt nicht, da es erst in sehr hoher Temperatur (Eisenschmelzhitze) den grösseren Theil seiner Schwefelsäure verliert. Antimon- und Arsenmetalle verlieren einen Theil Antimon und Arsen in der Gestalt von Arseniger und Antimoniger Säure, während andererseits grössere Mengen von antimonsauren- und arsensauren Salzen gebildet werden, welche sich nicht weiter zerlegen. Spatheisenstein wird in Eisenoxyduloxyd, Calciumcarbonat zum Theil in Calciumsulfat verwandelt, während Schwerspath unverändert bleibt.

Das bei der Röstung entstandene Bleisulfat verwandelt man, falls nicht gewisse Umstände Ausnahmen vorschreiben, am Schlusse der Röstung durch Zuschlag von Quarz — falls derselbe nicht schon in den Erzen vorhanden sein sollte — und durch Erhöhung der Temperatur bis zum Zusammenschmelzen der Massen in Bleisilicat, indem die Schwefelsäure des Sulfats durch die Kieselsäure ausgetrieben wird. Beim Vorhandensein von Kalkspath in den Erzen bzw. von Calciumsulfat und Baryumsulfat in dem Röstgute können hierbei auch Calcium- bzw. Baryumsilicat gebildet werden, während beim Vorhandensein von Spatheisenstein in den Erzen bzw. von Eisenoxyduloxyd im Röstgute Eisensilicat entsteht. Man erhält bei dieser vereinigten Röstung und Schmelzung, welche man mit dem Namen „Schlackenröstung" bezeichnet, ein zusammengeschmolzenes Gemenge von Oxyden und Silicaten. Beim Vorhandensein von Zinkblende in den Erzen schlägt man auch wohl eisenoxydhaltige Körper zu, welche mit Zinkoxyd und Bleioxyd zu einer Schlacke zusammenschmelzen.

Will man das in den Erzen enthaltene Kupfer gewinnen, so lässt man hinreichende Mengen von Schwefel in denselben, um bei dem Schmelzprozess in Schachtöfen das Kupfer zu binden. Man vermeidet in diesem Falle die Verwandlung des Bleisulfats in Bleisilicat bzw. das Zusammenschmelzen des Röstgutes am Ende der Röstung und lässt die Erze nur zusammensintern, um den Unbequemlichkeiten des Verschmelzens pulverförmiger Erze in Schachtöfen zu entgehen. Ebenso vermeidet man bei Erzen mit grösserem Silbergehalte zur Beschränkung der Silberverflüchtigung ein Zusammenschmelzen derselben. Man lässt dieselben am Schlusse

der Röstung nur zusammensintern oder auch in seltenen Fällen pulverförmig bleiben. Lässt man die Erze ihre Pulverform beibehalten, so wird leicht Erzpulver von den Gasen mechanisch fortgerissen. Auch lässt sich, wie schon erwähnt, das Pulver schwieriger in Schachtöfen verschmelzen als Stückerze. Man nennt die Art der Röstung, bei welcher die Erze zusammengesintert werden, „Sinterröstung“, diejenige Art, bei welcher sie pulverförmig bleiben, „Staubröstung“.

Die Schlackenröstung und die Sinterröstung werden stets in Flammöfen vorgenommen, während die Staubröstung in Flammöfen, Schachtöfen und Gefässöfen ausgeführt werden kann.

Beim Rösten der Bleierze in Stückform ist weder eine vollständige Entfernung des Schwefels noch eine Zerlegung des Bleisulfats möglich. Das Röstgut enthält daher stets noch unzersetzte Schwefelmetalle und Sulfate neben Oxyden der betreffenden Metalle. Diese Art der Röstung wird bei an Blei verhältnissmässig armen, dagegen an Schwefelkies reichen, sowie auch bei an Schwefelkies und gleichzeitig an Zinkblende reichen Erzen angewendet. Sie wird in Haufen, Stadeln und Schachtöfen ausgeführt.

Die Röstvorrichtungen.

Als Röstvorrichtungen benutzt man Haufen, Stadeln, Schachtöfen Flammöfen und Gefässöfen.

Grundsätzlich wird man zur Röstung des Bleiglanzes Flammöfen anwenden. Dieselben gestatten eine schnelle und vollkommene Abröstung des Bleiglanzes sowie eine Zerlegung des Bleisulfats durch Kieselsäure, welche, wie erwähnt, ein Zusammenschmelzen der gerösteten Massen voraussetzt. Auch gestatten sie eine theilweise Unschädlichmachung der Röstgase durch Einleiten derselben in hohe Essen. Sie besitzen den Nachtheil, dass sich die Röstgase in Folge ihrer Vermischung mit Verbrennungsgasen und in Folge ihrer grossen Verdünnung durch Verbrennungsgase, Luft und Stickstoff nicht auf Schwefelsäure verarbeiten lassen. Dieser Nachtheil tritt indess nur dann ein, wenn die Erze grössere Mengen von Kiesen enthalten, da die Röstgase von Bleiglanz allein auch bei Anwendung geeigneter Röstvorrichtungen zu arm an Schwefliger Säure sind, um vortheilhaft auf Schwefelsäure verarbeitet zu werden. Man lässt bei kiesigen Bleierzen der Flammofenröstung daher wohl eine Röstung in Schachtöfen vorausgehen, um die in den letzteren entwickelte Schweflige Säure für die Schwefelsäurefabrikation nutzbar zu machen.

Die Röstung in Haufen und Stadeln, deren Vortheile und Nachtheile bereits beim Rösten der Kupfererze (siehe S. 27 und 28) dargelegt sind, findet nur noch ausnahmsweise zur Röstung bleiarmer kiesiger Erze, zur Röstung bleiarmer kiesiger und gleichzeitig blendehaltiger Erze, sowie zum Nachrösten von in Schachtöfen vorgerösteten Stückerzen Anwendung. Früher wurde sie auch zum Rösten von Kupferkies und Fahl-

bildet, wird, sobald die erforderliche ... bis zu einem bestimmten Grade al
Schwefel der Schwefelmetalle in
treffenden Metalle werden oxyd ... Dauer, unvollkommene Entfernung de
wandelt sich in Schwefelsäure ... der Röststätten durch die Röst
Bei gesteigerter Hitze zersetzen ... röstung verdrängt worden und nur für
des Kupfers, zum Theil auch ... welche die Flammofenröstung zu theuer
Das Zinksulfat verliert nur ... bleiarmer kiesiger Erze, welche vorher
sich in basisches Sulfat, ... geblieben.
und Schwefelsäure-Anhydrid ... öfen findet nur Anwendung, wenn dem
Die Sulfate des Eisens ... auch wohl Kupferkies und Zinkblende
Anhydrid bzw. Schwefligsäure ... sind, dass die Röstgase mit Vortheil auf
Schweflige Säure und ... werden können. Die Röstung des Bleiglanzes
haupt nicht, da es ... unvollständig. Man ist daher genöthigt, der
grösseren Theil seiner ... Stückerzen eine Nachröstung in Haufen oder Stadeln,
verlieren einen Theil ... in Flammöfen folgen zu lassen.
und Antimoniger ... nur ausnahmsweise zur Röstung kiesiger Bleierz-
monsauren- und ... wegen zu starken Sinterns nicht gut in Schachtöfen
weiter zerlegen, ... Fällen Anwendung, in welchen die Röstgase der-
zum Theil in ... von Schwefelsäure dienen sollen. Eine Zerlegung
bleibt. ... Kieselsäure ist in diesen Oefen nicht ausführbar.

Die Röstung in Haufen.

... werden nur Stückerze unterworfen. Schliche kann ... Menge als Decke benutzen. Sollen sie in grösseren ... unterworfen werden, so müssen sie mit Kalk ... gemengt zu Stücken geformt werden.

... einmaliges Feuer wird der Zweck der Haufenröstung ge- ... erreicht. Dieselbe muss in der Regel mehrere Male wieder- ...

... Haufenröstung steht mit Vortheil im Unterharz auf Herzog ... bei Astfeld und auf Frau Sophienhütte bei Langels- ... Anwendung. Man röstet dort bleiarme, schwefelkies-zinkblende- und ... haltige Erze des Rammelsbergs, deren Röstung in Flammöfen zu ... würde, mehrere (3) Male in Haufen. Durch die Röstung soll das ... soweit als möglich in neutrales Zinksulfat verwandelt werden, ... aus den gerösteten Erzen durch Wasser ausgelaugt werden soll. ... Zinksulfat löst sich nur in Säuren auf.). Bei dem ersten Feuer ... ein Theil des Schwefels aus dem Pyrite gewonnen.

... Erze bestehen aus:

Bleiglanz	9 —12 %
[illegible]	27,5—30 %
[illegible]	[illegible] — 1,69 %
[illegible]	[illegible] —[illegible] %
[illegible]	[illegible] %

Die Erden bestehen hauptsächlich aus Schwerspath.

Den durchschnittlichen Gehalt der Erze aus den letzten Jahren an chwefel und Metallen kann man annehmen wie folgt:

S	=	16 — 18%
Ag	=	0,011— 0,015%
Cu	=	0,45 — 0,55%
Pb	=	9,98 — 10,5%
Zn	=	18 — 19,5%
Fe	=	5 — 7%

Die Erze erhalten drei Feuer. Das in den verschiedenen Feuern er- altene Röstklein ist reich an Zinksulfat. Dasselbe wird daher vor dem erschmelzen durch Auslaugen mit Wasser von dem neutralen Zinksulfat efreit. Die Lauge wird auf krystallisirten und theilweise auch auf cal- inirten Zinkvitriol verarbeitet.

Die Sohlen der Röstplätze bestehen aus einer 0,30 m starken Lage on festgestampftem Thon und einer darüber ausgebreiteten 0,10 m starken age von geröstetem Erzklein. Die Haufen erhalten einen Erzinhalt von 00 bis 500 t. Man errichtet dieselben auf einem 40—50 cm hohen quadrati- chen Bett von Scheitholz (40 bis 50 Raummeter) und von Wasen (Reisig- olz), welches erstere 10 bis 12 m Seitenlänge besitzt. In demselben werden anäle zur Unterhaltung des Luftzuges ausgespart. Zuerst werden auf dem ette die gröbsten Stückerze (Stufferze) ausgebreitet, welche die Haupt- asse des Rösthaufens zusammensetzen, dann folgen Erze von Faustgrösse ergkern), dann Erze von Eigrösse (Waschkern), dann Erze von Erbsen- s Haselnussgrösse (Gräupel) und dann, wenn vorhanden, Erze von feinerem orn (Schliche). Der ganze Haufen wird mit Röstklein aus dem ersten uer, welches durch Sieben der gerösteten Erze aus dem ersten Feuer halten worden ist, bedeckt. Er erhält die Gestalt einer abgestumpften Pyra- ide von quadratischem Horizontalquerschnitt. Die Seitenlänge derselben trägt am unteren Ende 11—12 m, am oberen Ende 3,8 m.

Die Gestalt des Haufens nebst dem Röstbette ist aus den nachstehen- n Figuren 210 und 211 ersichtlich. r ist das Röstbett, D die Decke. ie halbkugelförmigen Vertiefungen v in der Decke am oberen Ende des östhaufens dienen zum Auffangen des aus dem Schwefelkies entweichen- n Schwefels.

Nach der Fertigstellung wird der Haufen an der dem Winde ent- gengesetzten Seite angezündet. Dadurch, dass die Luft nur an der Sohle s Rösthaufens durch die in dem Röstbette ausgesparten Luftcanäle ein- eten kann, wird sie in dem unteren Theile des Haufens des grössten heiles ihres Sauerstoffgehalts beraubt, so dass die in den oberen Theil s Haufens steigenden heissen Röstgase hauptsächlich aus Stickstoff und chwefliger Säure bestehen. Diese Gase treiben aus dem Pyrit im oberen heile des Haufens einen Theil Schwefel aus, welcher sich an der Ober-

fläche des Rösthaufens in flüssigem Zustande condensirt. Derselbe wird in den oben gedachten halbkugelförmigen Vertiefungen in der Decke des Rösthaufens, von 0,2 m Tiefe und Weite, welche mit Hülfe von Bleikolben hergestellt und mit Schwefelkies-Schlich oder Erzklein ausgeschlagen werden, aufgefangen und von Zeit zu Zeit ausgeschöpft. Der erste Schwefel erscheint 14 Tage nach dem Anzünden des Rösthaufens.

Die erste Röstung dauert 6—7 Monate. Dann folgen noch eine zweite und eine dritte Röstung in mit Dächern versehenen Rösthallen. Durch die Röstung in diesen Hallen wird das Auslaugen des Zinksulfats und das Auslöschen der jetzt an Schwefel bedeutend ärmeren Haufen durch atmo-



Fig. 210.

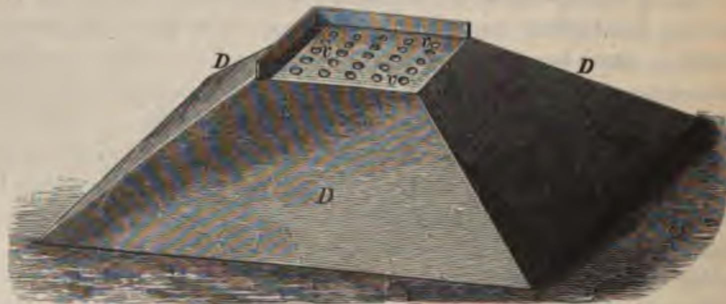


Fig. 211.

sphärische Niederschläge verhütet. Die Haufen erhalten rechteckigen Horizontalquerschnitt und über 500 t Inhalt. Eine Bedeckung derselben mit Röstklein fällt bei ihrer Schwefelarmuth fort.

Nach dem ersten Feuer werden die Stücke durch Sieben von dem Röstklein getrennt und angeschlagen, um dem zweiten Feuer neue Angriffsflächen zu bieten. (Das erhaltene Röstklein dient theils als Decke eines neuen Rösthaufens für das erste Feuer, theils wird es ausgelaugt.) Ebenso verfährt man nach dem zweiten Feuer. Nach dem dritten Feuer trennt man gleichfalls das gutgeröstete Erz durch Sieben vom Röstklein. Die zweite Röstung dauert 6—8 Wochen, die dritte Röstung 4—6 Wochen.

Das Röstklein aus den verschiedenen Feuern enthält grosse Mengen von neutralem Zinksulfat. Dasselbe wird (soweit das Röstklein aus dem Feuer nicht als Decke für die Rösthaufen des ersten Feuers Verwendung findet) durch Auslaugen mit Wasser von dem Zinksulfat befreit und dann nach vorgängiger Trocknung in Flammöfen gemeinschaftlich mit den gerösteten Stückerzen aus dem dritten Feuer, welche nur noch 4 bis 5% Schwefel enthalten, in Schachtöfen verschmolzen.

Analysen des Röstkleins ergaben:

Ag	0,015%
Cu O	1,34 -
Pb O	14,44 -
Zn O	19,12 -
Fe_2O_3	22,95 -
SO_3	15,95 -
S	0,60 -
Unlösl. Rückstand	17,08 -
Alkal. Erden, Kohlensäure, Wasser, Spuren von Mn	8,505 -

Eine Analyse von geröstetem Stückerz ergab:

Ag	0,013%
Cu O	0,93 -
Pb O	10,02 -
Zn O	28,14 -
Fe_2O_3	13,64 -
SO_3	16,62 -
S	0,17 -
Schwerspath	24,66 -
Erden	5,807 -

Das Auslaugen des Röstkleins geschieht gegenwärtig in durch Maschinenkraft betriebenen, horizontal liegenden, cylindrischen rotirenden Trommeln mit Mänteln aus Schmiedeeisen und Böden aus Gusseisen von 1,2 m Länge und 1 m Durchmesser. Dieselben fassen gegen 1—1¼ t Erz. Man laugt 3 bis 4 Male aus und zwar die ersten Male mit schwächeren Laugen von den letzten Laugungen, das letzte Mal mit heissem Wasser. Die erste Lauge (50° B.) und zweite Lauge (20° B.), welche zusammengemischt 30° B. Dichte haben, werden in Pfannen aus Walzblei, welche auf einer Platte aus Gusseisen stehen, bis 24 Stunden lang auf 80 bis 90° C. erhitzt und dann 4—6 Tage lang stehen gelassen. Durch diesen Prozess, das sogen. „Schieren", wird das Eisen als basisches Salz ausgeschieden. Auch fallen Gyps und sonstige schwerlösliche Körper nieder. Die Lauge wird nun in Siedepfannen auf 50° B. eingedampft und dann in Kühlschiffe abgelassen, in welchen der Zinkvitriol während 5—6 Tagen auskrystallisirt.

Zur vollständigen Röstung von 100 t Roherz werden 13,9 Raummeter Röstholz (Scheitholz) und 212 Stück Wasen (Reisigholz) verbraucht.

Die Röstung in Stadeln wird ebenso wie die Haufenröstung gegenwärtig nur noch selten angewendet. Sie dient auch zur Nachröstung von in Schachtöfen vorgerösteten Stückerzen.

Der in Freiberg angewendete Wellner'sche Stadel ohne Rostbett ist bereits Seite 45 beschrieben worden.

In Fahlun wurden in gewöhnlichen Stadeln von 4—5 m Länge, 3 bis 3,5 m Breite und 1—2 m Höhe mit Kupferkies und Schwefelkies gemengte Bleiglanze mit 6—10 % Bleigehalt in Mengen von 78 t in 3 bis 4 Wochen geröstet. Zur Zerlegung des Zinksulfats wurden Kohlen eingemengt. Auf 78 t Erz wurden 8,5 cbm Holz verbraucht.

Die Röstung in Schachtöfen.

Die Schachtöfen finden nur dann Anwendung, wenn die Röstgase von kiesigen bzw. von gleichzeitig kiesigen und blendigen Bleierzen zur Schwefelsäurefabrication benutzt werden sollen bzw. unschädlich gemacht werden müssen. Die betreffenden Erze dürfen nicht zu reich an Blei sein, weil sonst leicht ein Zusammensintern derselben eintritt.

Für die Erze in Stückform wendet man Kilns an. Kiesbrenner sind weniger hierzu geeignet, weil bei der geringen Höhe derselben die Beschickungssäule zu niedrig ist und in Folge dessen die Röstung wegen der niedrigen Temperatur sehr unvollkommen ausfällt.

Für Erze in Pulverform wendet man Schüttöfen an. Plattenöfen sind zur Röstung von Bleierzen nirgends angewendet.

Die Röstung der gedachten Erze in Schachtöfen erfordert keinerlei Brennstoff, da die Rösttemperatur durch die Verbrennung des Schwefels unterhalten wird, dagegen hohe Arbeitslöhne und hat noch den besonderen Nachtheil, dass sie unvollkommen ist, so dass derselben noch eine Nachröstung der Stückerze in Haufen oder Stadeln, der zerkleinerten Erze in Flammöfen nachfolgen muss.

Die Röstung kiesiger Stückerze in Kilns findet in Oker und in Freiberg Anwendung.

In Oker werden durch Steinbrecher auf 6 cm Seite zerkleinerte Erze, sogen. „melirte Erze“, welche aus 11 % Bleiglanz, 15 % Kupferkies, 28 % Zinkblende, 25 % Schwefelkies, 14 % Schwerspath und 7 % sonstigen Gangarten bestehen, in Kilns auf 10—12 % Schwefel abgeröstet. Die Einrichtung der Kilns ist bereits auf Seite 53 beschrieben. In 24 Stunden setzt ein Kiln 1,8 bis 2 t Erz durch.

Die gerösteten Erze werden in Mengen von 150 bis 200 t einer zweimaligen Haufenröstung unterworfen, wodurch der Schwefelgehalt auf 6 bis 7 % heruntergebracht wird. Das erste Feuer brennt 4 Wochen, das zweite 3 Wochen.

In Freiberg röstet man kiesige Bleierze gleichfalls in Kilns. Die

Einrichtung der Freiberger Kilns ist Seite 52 erläutert. Man setzt daselbst in 24 Stunden 1,5 t Erz durch. Die gerösteten Erze werden, mit anderen Erzen gattirt, in Flammöfen weiter geröstet.

Die Röstung von Erzschlich in Gerstenhöfer'schen Oefen findet in Freiberg statt. Die Gerstenhöfer-Oefen sind bereits Seite 56 beschrieben und durch Zeichnungen erläutert. Erze über 20 % Bleigehalt dürften sich wegen des Zusammensinterns in der Hitze nur schwierig in Schüttöfen rösten lassen.

In Freiberg röstet man in Gerstenhöfer-Oefen von 3,75 m Höhe, 1,4 m Weite und Tiefe mit 15 Reihen von abwechselnd 6 und 7 Trägern Erze mit 18 % Bleiglanz, 60 % Schwefelkies und 22 % Gangarten auf 6 bis 7 % Schwefel ab und lässt dann eine weitere Abröstung in Flammöfen folgen. Man mengt das zu röstende Erz mit der Hälfte bereits gerösteten Erzes, um eine Sinterung desselben zu vermeiden.

In 24 Stunden werden in einem Ofen 1,200 t Erze durchgesetzt.

Von Gefässöfen wendet man zu Oker den oben beschriebenen Hasenclever-Ofen (Seite 82) zur Röstung der Schliche von melirten Erzen an. Dieselben bestehen, wie schon erwähnt, aus 11 % Bleiglanz, 15 % Kupferkies, 28 % Zinkblende, 25 % Schwefelkies, 14 % Schwerspath und 7 % sonstigen Gangarten.

Die Flammöfen,

welche zur Röstung der Bleierze dienen, sind Heerd-Flammöfen.

Schachtflammöfen sind bis jetzt noch nicht zur Röstung von Bleierzen angewendet worden. Der hierher gehörige Ofen von Stetefeldt bewährt sich vorzüglich bei der chlorirenden Röstung von Silbererzen, dürfte aber für die oxydirende Röstung von Bleierzen weniger geeignet sein, weil den niederfallenden Erztheilen zu wenig Zeit für eine vollständige Röstung gelassen ist.

Die Heerdflammöfen mit feststehender Arbeitskammer verdienen den Vorzug vor Oefen mit beweglicher Arbeitskammer. Die letzteren gestatten nur Staubröstung und sind, wenn Sinterröstung oder Schlackenröstung stattfinden soll, mit feststehenden Arbeitskammern zu verbinden oder es hat eine Nachröstung in besonders betriebenen Flammöfen Statt zu finden. Sie stehen nur sehr vereinzelt an Orten mit hohen Arbeitslöhnen in Anwendung. An anderen Orten (England) sind sie wegen der mit denselben erzielten Misserfolge wieder abgeworfen worden.

Die Röstflammöfen sind mit einem ausgedehnten Flugstaubkammer-System zu verbinden, um mitgerissene und verflüchtigte metallhaltige Körper aufzufangen. Besonderes Gewicht ist hierauf beim Schlackenrösten zu legen, wo in Folge der hohen Temperatur an der Feuerbrücke leicht eine Verflüchtigung von Blei, welches durch die Einwirkung von Bleioxyd und Bleisulfat auf Schwefelblei ausgeschieden wird, eintreten kann.

Man unterscheidet die Heerdflammöfen mit feststehendem Heerde in solche mit Handbetrieb und in solche mit Maschinenbetrieb. Die letzteren

finden nur selten bei sehr hohen Löhnen Anwendung und müssen, falls eine Sinter- oder Schlackenröstung stattfinden soll, mit Schmelzflammöfen verbunden sein.

Die **Heerdflammöfen mit Handbetrieb** unterscheidet man in solche mit discontinuirlichem Betriebe, bei welchem die zu röstende Erzpost auf einmal in den Ofen eingesetzt und nach beendigter Abröstung auch auf einmal aus dem Ofen entfernt wird, und in solche mit continuirlichem Betriebe oder Fortschaufelungsöfen. In den letzteren, welche einen langgestreckten Heerd besitzen, wird das Erz am kältesten Theile des Ofens (am Fuchs) eingetragen und von hier aus allmählich in bestimmten Zeitintervallen zum heissesten Theile desselben vorgeschoben, wo es auch nach beendigter Röstung herausgezogen wird.

Gegenwärtig wendet man grundsätzlich **Fortschaufelungsöfen** an. Die Oefen mit discontinuirlichem Betriebe oder Krählöfen sind wegen hohen Brennstoffsverbrauchs und hoher Arbeitslöhne überall abgeschafft worden und bedürfen daher auch keiner weiteren Erörterung.

Wie beim Rösten der Kupfererze wendet man auch beim Rösten der Bleierze grundsätzlich **Fortschaufelungsöfen mit einem Heerde und Arbeitsöffnungen an den beiden langen Seiten** an. Getrennt übereinander liegende Heerde sollten wegen der schwierigen und unvollkommenen Arbeit auf dem oberen Heerde, sowie wegen der Nothwendigkeit der Ausserbetriebsetzung des ganzen Ofens bei der Reparaturbedürftigkeit eines der Heerde nur unter zwingenden Verhältnissen, wie bei theurem Grund und Boden oder Mangel an Raum, zur Anwendung gebracht werden.

Da, wo die Röstung als Schlackenröstung geführt wird, also ein Zusammenschmelzen der gerösteten Massen am Ende der Röstung stattfinden soll, endigt der Heerd vor der Feuerbrücke entweder in einen Sumpf zur Aufnahme der geschmolzenen Massen, oder er behält seine ebene Sohle bei und ist durch einen senkrechten oder geneigten Canal mit einem Schmelzflammofen verbunden, dessen Feuergase aus dem Schmelzraum in den Röstofen ziehen und am Ende desselben durch den Fuchs austreten. In Europa endigt der Röstofen vor der Feuerbrücke in einen Sumpf, während in Amerika auf den meisten Hüttenwerken des Westens mit dem Röstheerde ein besonderer Schmelzflammofen verbunden ist. Die letztere Einrichtung, welche zuerst auf den Hüttenwerken des Staates Colorado angewendet worden ist, verdient den Vorzug vor der ersten Einrichtung. Sie gestattet nämlich, das Erz auf dem ganzen Heerde pulverförmig zu halten, so dass sich dasselbe leicht durcharbeiten lässt und die Röstung vollkommen ausfällt. Erst in dem Schmelzheerde tritt eine plötzliche Erhöhung der Temperatur und dadurch ein Zusammenschmelzen der Massen ein. Bei den Röstöfen mit Sumpf vor der Feuerbrücke tritt schon ein Erweichen und darauf folgendes Teigigwerden der Röstmassen auf dem Wege nach dem Sumpfe (vor der dritten bis vierten Arbeitsöffnung vor dem

Sumpfe) ein, so dass sich dieselben nur schwierig durchkrählen lassen und die Röstung unvollkommener ausfällt. Zur Vermeidung dieses Uebelstandes sucht man die Hitze dadurch im Sumpfe zu concentriren, dass man die Massen vor demselben hoch anhäuft und dann niederschmilzt. Das zusammengeschmolzene Erz wird aus dem Sumpfe bzw. aus dem Schmelzflammofen durch Abstechen entfernt. Nur wenn es zähflüssig oder teigig ist, wird es durch die Arbeitsöffnungen herausgezogen.

Das Aufgeben der Erze in den Ofen hat grundsätzlich durch eine Oeffnung im Gewölbe desselben zu geschehen.

Die Länge des Heerdes (mit Sumpf, aber ohne Schmelzflammofen) macht man je nach dem Schwefelgehalt der Erze zwischen 12 und 19 m. Bei reinem, von Kiesen freiem Bleiglanz genügt eine Länge von 12 bis 13 m; bei bleiarmen kiesigen Erzen dagegen geht man bis zwischen 18 und 19 m, da ja der Pyrit als Heizmaterial wirkt. Eine grössere Länge ist zwecklos und vermehrt nur die Anlagekosten des Ofens und die Arbeitslöhne, ohne das Ergebniss der Röstung zu verbessern.

Die Breite des Heerdes soll man möglichst gross machen, da mit derselben die Leistungsfähigkeit des Ofens wächst. Sie darf so gross gemacht werden, als es noch möglich ist, die Erze im Ofen bequem und gut durcharbeiten zu können. Sie sollte nicht unter 3 m sein und nicht über 4,88 m hinausgehen. In den Vereinigten Staaten von Nordamerika schwankt die lichte Breite des Heerdes zwischen 4,20 und 4,88 m.

Die Gewölbehöhe der Arbeitskammer nimmt man gewöhnlich zu 0,4 bis 0,6 m. Um die Hitze nach Möglichkeit auszunutzen, giebt man wohl dem Heerdgewölbe nach dem Fuchse hin eine kleine Neigung oder man lässt den Heerd nach dem Fuchse hin im Ganzen oder in einzelnen Absätzen (3 bis 4 von 762 mm Höhe) ansteigen. Die Heerdsohle besteht aus gewöhnlichen Ziegelsteinen, nur in der Nähe der Feuerbrücke sind feuerfeste Steine anzuwenden. Den Sumpf zum Ansammeln der flüssigen Massen sowie die Heerdsohle des Schmelzflammofens stellt man am besten aus feuerfesten Steinen her.

Da der Ofen durch die Arbeitsöffnungen an den beiden langen Seiten desselben abgekühlt wird, so ist die Zahl derselben nicht zu gross zu nehmen. Die Entfernung zwischen je zwei benachbarten Arbeitsöffnungen muss so gross sein, dass sich die Erze noch bequem fortschaufeln lassen (nicht unter 1,83 und nicht über 2,44 m). Auch sollen die Ausladungen des Mauerwerks zwischen je zwei Arbeitsöffnungen möglichst klein sein. Die Arbeitsöffnungen können durch Vorsatzthüren aus Eisenblech oder Gusseisen verschlossen werden.

Die Menge der Erze, welche in einem Fortschaufelungsofen in 24 Stunden abgeröstet werden kann, hängt von der Art der Beimengungen der Erze, der Grösse der Oefen und der Art der Röstung — ob Staub-, Sinter- oder Schlackenröstung — ab. Kiesige Erze lassen sich schneller abrösten als blendige Erze. Im Allgemeinen schwankt das

Durchsetzquantum zwischen 4 und 15 t in 24 Stunden. Der Brennstoffverbrauch schwankt je nach der Art der Erze und der Röstung sowie der Art der Steinkohlen zwischen 15 und 30 % vom Gewichte der Erze. Im grossen Durchschnitte kann man ihn zu 25 % vom Gewichte der Erze annehmen. Die Zahl der Arbeiter an einem Röstofen schwankt je nach der Grösse der Einsätze, der Natur der Erze und der Art der Röstung zwischen 2 und 6. Bei Staubröstung ist dieselbe geringer als bei Schlackenröstung. Gewöhnlich ist ein Ofen mittlerer Grösse bei gutartigen Erzen mit 3 Arbeitern in der Schicht (8 St.) belegt.



Fig. 212.

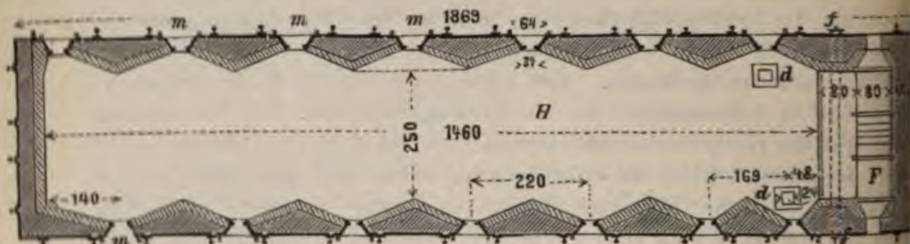


Fig. 213.

Der Bleigehalt der der Flammofenröstung zu unterwerfenden Erze schwankt in weiten Grenzen. Während er in Europa ziemlich hoch ist und selten unter 50 % heruntergeht, röstet man in Amerika silberhaltige Bleierze bis 9 % Blei herunter in Flammöfen ab. In diesem Falle dient das Blei zum Ausziehen von Silber aus Silbererzen.



Fig. 214.

Die Einrichtung eines Fortschaufelungsofens mit ebener Sohle ohne Sumpf vor der Feuerbrücke ergiebt sich aus den Figuren 212, 213 und 214. Dieser Ofen steht zum Rösten von blendehaltigen Bleierzen in Przibram in Böhmen in Anwendung.

E ist die Erhitzungskammer, F die Feuerung, f die hohle, durch Luft oder Wasser gekühlte Feuerbrücke, H der 14,6 m lange und 2,5 m breite Heerd. Die Erze werden durch die verschliessbare, in der Nähe des Fuchses befindliche Oeffnung a im Gewölbe der Kammer in die letztere in Einsätzen von je 1 t eingelassen und von dort allmählich bis zur Feuerbrücke fortgeschaufelt. Hier werden sie entweder durch die

zten Arbeitsöffnungen ausgezogen oder durch senkrechte (durch schliessbare) Canäle d im Heerde in einen unter demselben be- Raum e gestürzt; m m sind die Arbeitsöffnungen. Die Feuer- hziehen die Erhitzungskammer in ihrer ganzen Länge und treten h den Fuchscanal z in zwei über dem Gewölbe der Kammer Rostfeuerung hinlaufende Canäle b b, aus welchen sie durch den n die Esse gelangen. In dem Maasse, wie das fertige Röstgut Kammer entfernt wird (alle 6 Stunden 1 t), schiebt man die vor lnen Arbeitsöffnungen befindlichen Theile der Röstmasse vor und e frische Röstpost vor die beiden ersten Arbeitsöffnungen.

einem derartigen Ofen sind gleichzeitig 7 Einsätze zu je 1 t, also welches 51—58 % Bleiglanz und 8—11 % Zinkblende, sowie 12 Kieselsäure enthält, vorhanden, welche bis auf 1 % Schwefel- abgeröstet werden. Alle 6 Stunden wird eine fertig geröstete t) ausgezogen, so dass in 24 Stunden 4 t Erz abgeröstet werden. nstoff dient ein Gemenge von Steinkohlen und Lignit. Auf -Th. Erz werden hiervon 35—38 Gew.-Th. verbraucht.

Röstofen mit Sumpf vor der Feuerbrücke, wie er auf der Mul- ütte bei Freiberg im Betriebe steht, ist aus den Figuren 215, 217 ersichtlich.

ist die Erhitzungskammer, f die hohle, durch Luft gekühlte ke, H der 13,11 m lange und 3,25 m breite Heerd, welcher ur Verhütung eines Durchsickerns der geschmolzenen Röstmassen en aus Gusseisen ruht. Der Rost ist durch die hohle, durch Luft Mauer p in zwei unabhängig von einander gefeuerte Abtheilungen In die hohle Mauer p (Fig. 217) tritt die Luft am unteren selben bei w ein und strömt durch Oeffnungen in derselben theils ils hinter der Feuerbrücke aus; z sind die Arbeitsöffnungen, deren an jeder langen Seite des Ofens befinden. S ist der Sumpf. ie Ausziehöffnungen y wird das zähflüssige Röstgut aus dem Sumpf n aus Eisen gezogen. M ist der Fuchs, durch welchen die Röst- l Feuergase in ein System von Flugstaubcanälen und schliesslich sse entweichen. x ist die Oeffnung im Gewölbe der Erhitzungs- durch welche das zu röstende Erz auf den Heerd gestürzt wird. diesem Ofen befinden sich gleichzeitig 5 Einsätze von je $1^1/_2$ t. n bestehen aus verschiedenen, theilweise schon in Schachtöfen vor- n Erzsorten (aus eigentlichen Bleierzen, Silber- und Kupfererzen, n Kiesen, blendigen Erzen). Die Röstbeschickung enthält im hnitt 20—30 % Blei, 20 % Schwefel, nicht über 10 % Zink und /o Kieselsäure. Alle 3 Stunden wird ein Einsatz aus dem Ofen en, so dass in 24 Stunden 12 t Erz abgeröstet werden. Der rückhalt des abgerösteten Erzes beträgt 3—4 %. Dieser Betrag bindung des in den Erzen enthaltenen Kupfers beim Schmelzprozess ich. Auf 100 Gew.-Th. Erz werden 25 Gew.-Th. Steinkohle verbraucht.

Ein Ofen ist mit 6 Arbeitern belegt.

Flammöfen mit 2 übereinander liegenden Heerden und Sumpf vor der Feuerbrücke befinden sich zu Mechernich (Rhein-Preussen) im

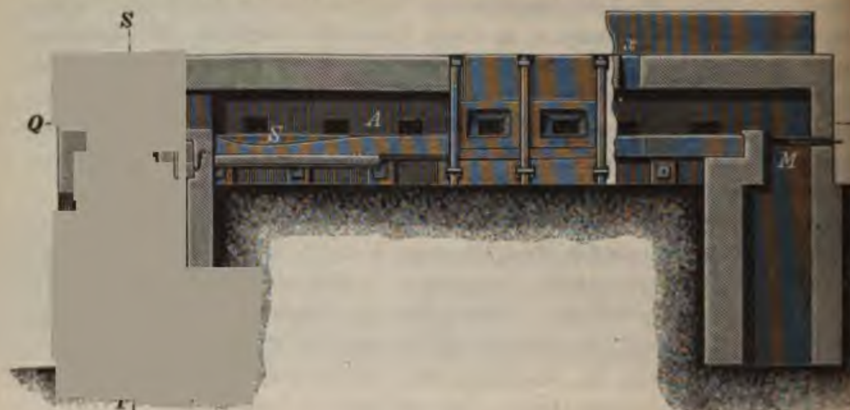


Fig. 215.

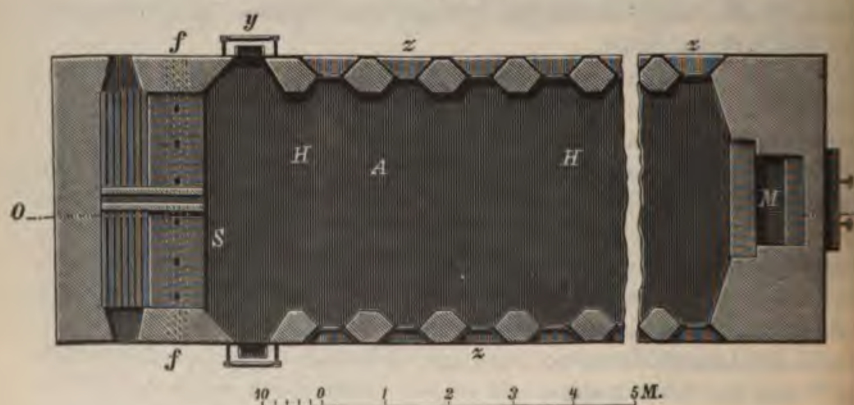


Fig. 216.



Fig. 217.

Betriebe. Die Heerde sind je 15 m lang, 4 m breit und besitzen Arbeitsöffnungen an beiden langen Seiten des Ofens. In 24 Stunden werden in einem Ofen 9 t Erze von 50—60 % Bleigehalt (mit gegen 20 % Kieselsäure)

uf 0,6 bis 0,7 % Schwefel abgeröstet. Auf 100 Gew.-Th. Erz werden 5 Gew.-Th. Steinkohle verbraucht.

Ein Röstflammofen mit besonderem Schmelzofen, wie er im Westen der Vereinigten Staaten in Anwendung steht, ist in den Figuren 218 bis 223 dargestellt. Die eingeschriebenen Zahlen sind metrisches Maass. Der Heerd (ohne Schmelzheerd) ist 4,2 m breit und 18,89 m lang. Die Feuerung befindet sich am Ende des Schmelzheerdes. Die Feuergase ziehen zuerst über den Schmelzheerd, steigen am Ende desselben durch einen senkrechten Spalt in die Höhe und gelangen in den Röstofen, welchen sie der Länge nach durchziehen, um dann am Ende desselben abwärts in den Flugstaubkammer-Canal und schliesslich in die Esse zu treten. Die Sohle des Röstheerdes besteht aus 4 Terrassen, welche von dem Schmelzheerde nach dem Fuchs hin in Absätzen

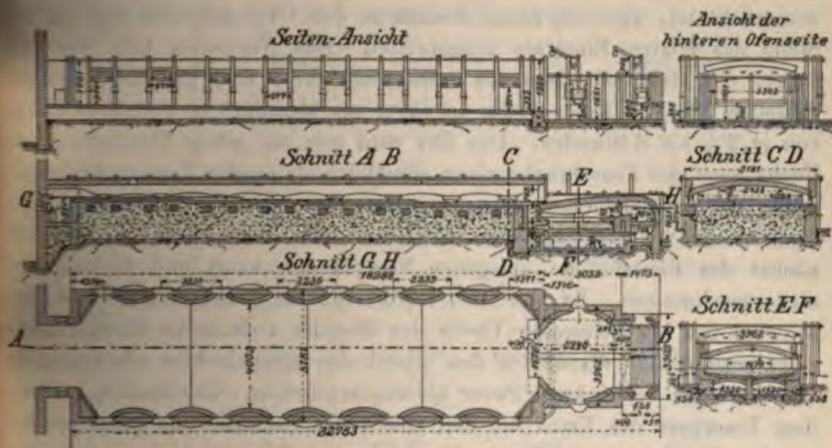


Fig. 218 bis 223.

von je 762 mm aufsteigen. Das Gewölbe besteht bis auf den über dem letzten Heerde befindlichen Theil desselben aus gewöhnlichen Ziegelsteinen, während der gedachte letzte Theil aus feuerfesten Steinen hergestellt ist. Der Heerd des Schmelzofens ist aus feuerfesten Steinen hergestellt (ein Quarzfutter hat sich nicht bewährt). Die Heerdsohle ruht auf 2 Mauergewölben, durch welche der Heerd von unten gekühlt wird. Das Aufgeben der Erze geschieht durch eine Oeffnung im Gewölbe des Ofens in der Nähe des Fuchses. Die geschmolzenen Massen werden aus dem Schmelzofen in Schlackentöpfe gezogen und nach dem Erkalten zerschlagen.

Ein derartiger Ofen röstet bzw. schmilzt in 24 Stunden 6 bis 8 Einsätze Erz im Gewichte von je 1—1½ t, also 6—12 t bei einem Brennstoffaufwand von 25—30 % Steinkohle. Er erfordert in 12 Stunden 3 Mann Bedienung, von welchen einer an der Feuerung und dem Schmelzofen beschäftigt ist, während die beiden übrigen den Röstofen bedienen.

In einem derartigen Ofen werden beispielsweise auf den vom Ve fasser besuchten Omaha & Grant Smelting works bei Denver i Colorado (Ver. Staaten) in 24 Stunden 11 t Erze mit bis 14 % Ble 60—75 Unzen Silber per t und 7—10 % Zink, 30—40 % Eisen un bis 30 % Kieselsäure auf 8 % Schwefel abgeröstet und geschmolzen be einem Steinkohlenverbrauch von 3 t und einer Belegschaft von 3 Mann i der Schicht.

Der Betrieb der Röstöfen wird geführt wie folgt: Das in dünne Schicht (ca. 5 cm) auf dem Heerde ausgebreitete Erz wird, sobald e dunkelroth ist, von Zeit zu Zeit durchgekrählt, um es mit der Luft i Berührung zu bringen. Sobald eine Post, welche $\frac{1}{2}$—$1\frac{1}{2}$ t rohem Er entspricht, aus dem Ofen ausgezogen ist, werden die sämmtlichen im Ofe befindlichen Erzposten unter Wenden und zeitweiligem Durchkrählen der selben nach der Feuerbrücke hin fortgeschaufelt. Sobald der letzte Einsatz vorgerückt ist, wird ein neuer Einsatz in den Ofen gebracht und auf de Stelle des letzten Einsatzes ausgebreitet. Das Ausziehen bzw. das Vorrücken und das Nachsetzen des Erzes geschieht je nach den Beimengunge desselben (kiesige Erze rösten schneller als blendige) in Zwischenräume von je $2\frac{1}{2}$ bis 6 Stunden. Das Erz wird nun auf seiner Wanderung vom Fuchs nach der Feuerbrücke einer allmählich steigenden Temperatur ausgesetzt. Ist Schlackenröstung beabsichtigt, so wird das Erz, wenn ein besonderer Schmelzofen mit dem Röstofen nicht verbunden ist, vor dem nächst der Feuerbrücke gelegenen Sumpfe aufgehäuft und in denselbe niedergeschmolzen. Ist mit dem Röstheerde ein Schmelzofen verbunden so wird der am heissesten Theile des Heerdes befindliche Einsatz durc einen senkrechten Canal auf den Heerd des Schmelzofens niedergelasse und dann bei verstärktem Feuer niedergeschmolzen. Gewöhnlich wird vo dem Transport des Erzes auf den Heerd des Schmelzofens quarziges Er auf den letzteren gestreut, um die Sohle desselben zu schützen. Da das Schmelzen an der Oberfläche der Erzpost beginnt, so muss dieselbe zeitweise durchgerührt werden, um die auf dem Boden befindlichen Theile derselben an die Oberfläche zu bringen. Dieses Durchrühren, welches zuers in Zeiträumen von $\frac{1}{2}$ Stunde geschieht, hat zuletzt in Zeiträumen von je 5 bis 10 Minuten zu erfolgen. Sobald die Masse geschmolzen ist, wird sie in Schlackentöpfe oder in sonstige Gefässe aus Eisen abgelassen.

Beim Schlackenrösten setzt man auch häufig dem Erze vor dem Einschmelzen Zuschläge von Eisenoxyd, Eisenfrischschlacke u. s. w. zu, um leichtflüssige Massen zu bilden, welche den Schmelzbetrieb im Schachtofen erleichtern.

Wird Sinterrösten beabsichtigt, so werden die Massen vor der Feuerbrücke nur zusammengesintert und dann aus dem Ofen gezogen, während bei beabsichtigter Staubröstung die Temperatur so niedrig gehalten wird, dass die Massen vor der Feuerbrücke in pulverförmigem Zustande ankommen und dann ausgezogen werden.

Das Durchsetzquantum der verschiedenen Röstflammöfen schwankt, ie schon erwähnt, je nach den Beimengungen der Erze, der Grösse der efen, der Art der Röstung, der Zahl der Arbeiter und der Beschaffenheit s Brennstoffs zwischen 4 und 15 t in 24 Stunden.

Die wesentlichsten Bestandtheile verschiedener Erze von der Sinter-istung sowie von der Schlackenröstung in Flammöfen ergeben sich aus er nachstehenden Zusammenstellung. Hierzu ist zu bemerken, dass die standtheile an den punktirten Stellen zum grossen Theile nicht be-immt sind.

Bestand-theile	Erz von der Schlackenröstung		Erz von der Sinterröstung	
	Freiberg	Mechernich	Rodna in Siebenbürgen	Hall Valley Colorado U. S.A.
Pb	—	62,08	54,27	....
PbO	22	—	....	42,04
Ag	0,13	—	0,061	$Ag_2O = 0,21$
Au	—	—	0.0001	
Cu	—	0,14..	0,02	
Cu_2O	0,3	......	....	
CuO	—	......	....	1,71
As	—	......	0,030	
As_2O_5	1,1	......	....	
Sb	—	0,08..	0,027	
Fe	—	0,56..	24,06	
FeO	—	......	....	3,59
Fe_2O_3	33,3	......	....	
Zn	16	......	0,87	
ZnO	—	......	....	
Al_2O_3	1,8..	4,24..	0,23..	8,11
CaO	2,0..	1,18..	....	
MgO	0,5..	......	....	0,42
BaO....	—...	......	....	12,05
SiO_2....	17,4..	22,77..	0,80	22,71
CO_2....	—...	......	....	—
SO_3	Spur..	......	2,25	6,31
S	3,6..	0,60..	2,72	2,94
O	—...	......	13,41	....

Was die Röstflammöfen mit feststehender Erhitzungskammer und aschinenbetrieb, d. i. mit Durchrühren und Fortbewegung der Erze it Hülfe von maschinellen Vorrichtungen, betrifft, so haben dieselben für e Röstung von Bleierzen bis jetzt wohl nur in Ausnahmefällen Anwen-ng gefunden.

Auf den Globe smelters bei Denver, Color. war man zur Zeit der wesenheit des Verfassers daselbst (Mai 1892) mit der Aufstellung eines Harra-Ofens neuerer Einrichtung, wie er oben S. 75 beschrieben worden , für die Röstung von Bleierzen beschäftigt. Mit dem Röstofen war ein melzofen zum Zusammenschmelzen der gerösteten Massen verbunden. ber die Ergebnisse der Röstung in diesem Ofen ist dem Verfasser Nä-es nicht bekannt geworden.

[illegible] überaus leistungsfähigen Ofens zur Röstu[illegible] [illegible] grosser Fortschritt zu bezeichnen sein. Jede[illegible] [illegible] Erzen, welche nicht leicht zusammensinter[illegible] [illegible], kiesigen oder blendigen Erzen brauchb[illegible]

[illegible] mit beweglicher Arbeitskammer (rotirend[illegible] Cylinder)

[illegible] in Anwendung. Sie setzen nicht sinternd[illegible] [illegible] nur Staubröstung. Das Zusammensinter[illegible] [illegible] des Röstgutes muss in besonderen Schmelzöfe[illegible] [illegible] Während hiernach eine Röstung nicht sinternde[illegible] [illegible] bei gleichmässiger Temperatur wohl zu ermög[illegible] [illegible] Erze in denselben nur bis zu einem gewisse[illegible] [illegible] abgeröstet werden.

[illegible] (blendehaltigen) Erzen wird eine wiederholt[illegible] [illegible] gedachten Art erforderlich sein.

[illegible] Schlackenheerdes mit derartigen Oefen hat sic[illegible] [illegible] fehlerhaft erwiesen[1]).

[illegible] (siehe S. 78), bei welchen man in Folg[illegible] [illegible] derselben die Abröstung mehr in der Gewal[illegible] [illegible] Röstung nicht sinternder Bleierze immer noc[illegible] [illegible] Cylinder mit continuirlichem Betrieb (sieh[illegible] [illegible] Howell, Hocking und Oxland). Brückner ha[illegible] [illegible] in Utah[2]) mehrere über einander befindlich[illegible] [illegible] unter dem untersten derselben vorge[illegible] [illegible] indessen nicht zur Ausführung gelangt. I[illegible] [illegible] ein Brückner-Ofen in Verbindung mit eine[illegible] [illegible] von Bleierzen in Anwendung stehen. Di[illegible] [illegible] durch Gas, welches durch erhitzte Luft ver[illegible] [illegible] Umkehrung des Gasstromes im Ofen so[illegible] [illegible] erhalten werden.

[illegible] Einrichtung ist dem Verfasser nichts bekann[illegible]

[illegible] Bleierzen den Heerdflammofen mit fes[illegible] [illegible] rotirenden Cylindern unter allen Umstände[illegible] [illegible] nur in Frage kommen bei an Blei nich[illegible]

[1]) [illegible] 42.

[2]) [illegible] Journal, Jan. 15, 1887.

[3]) [illegible] E. XVI, p. 20.

[4]) [illegible] December 20, 1884.

zu reichen, nicht sinternden, kiesigen oder blendigen Erzen in Gegenden, in welchen die Löhne sehr hoch sind.

Ergebnisse über die technischen und ökonomischen Erfolge derselben sind noch abzuwarten.

Das Verschmelzen der gerösteten Erze in Schachtöfen oder die Reductionsarbeit.

Die gerösteten Bleierze enthalten, wenn sie in Flammöfen vollkommen abgeröstet und dann mit Kieselsäure zusammengeschmolzen worden sind (Schlackenröstung), das Blei als Bleioxyd und Bleisilicat. Ist die Abröstung vor dem Zusammenschmelzen unvollkommen gewesen (wie sie bei einem gewinnbaren Kupfergehalte der Erze beabsichtigt wird), so enthalten sie auch noch unzersetztes Schwefelblei. Bei allen anderen Arten der Röstung enthalten die gerösteten Erze ausser Bleioxyd und unzersetztem Schwefelblei auch noch Bleisulfat.

Von fremden Bestandtheilen enthalten die gerösteten Erze gewöhnlich Oxyde, Sulfate und Schwefelverbindungen von Eisen, Zink, Kupfer, Arsen- und Antimonverbindungen, besonders arsensaure und antimonsaure Salze, Quarz, Silicate, Kalk, Magnesia, Baryumsulfat und Calciumsulfat.

Die gerösteten Erze werden mit Kohle, eisenhaltigen und sonstigen geeigneten Zuschlägen, sowie mit Flussmitteln in Schachtöfen verschmolzen, um das Blei als Metall auszuscheiden, das Kupfer, wenn es in gewinnbarer Menge vorhanden ist, in einen Stein überzuführen, etwa vorhandenes Silber und Gold in dem Blei, bzw. zum geringeren Theile in dem Stein anzusammeln, die übrigen Körper aber zu verschlacken bzw. zu verflüchtigen.

Die Ausscheidung des Bleis aus den gedachten Verbindungen desselben geschieht wie folgt.

Das Bleioxyd wird, wenn es in porösem Zustande vorhanden ist, durch das in dem Schachtofen emporsteigende Kohlenoxyd schon in den oberen Theilen des Ofens zu Blei reducirt.

In zusammengesinterte oder zusammengeschmolzene Massen kann das Kohlenoxyd dagegen nicht eindringen. Die Reduction des Bleioxyds aus denselben findet daher durch Berührung mit festem, glühendem Kohlenstoff in den unteren Theilen des Ofens statt.

Aus dem Bleisilicat wird durch Kohlenoxyd kein Blei ausgeschieden. Durch Berührung mit festem Kohlenstoff wird aus basischen Bleisilicaten nur ein Theil Blei ausgeschieden, indem sich ein strengflüssiges saures Silicat oder ein Gemenge von freier Kieselsäure mit Bleisilicat bildet. Man scheidet daher das Blei aus den Silicaten durch Eisenoxydul und Kohle ab. Das Eisenoxydul scheidet aus Bleisilicat, indem er sich mit der Kieselsäure desselben verbindet, Bleioxyd ab, welches letztere durch die Kohle zu Blei reducirt wird. Das Eisenoxydul bildet sich im Ofen durch Ein-

Das **Bleisulfat** wird im Ofen auf verschiedene Weise zerlegt. Der sere Theil desselben wird durch die Kohle unter Entstehung von lensäure in den unteren Theilen des Ofens zu Schwefelblei reducirt, welchem letzteren das Blei in der eben dargelegten Weise ausgeschieden d. Ein anderer Theil zerlegt sich beim Teigigwerden der Massen mit wefelblei in Blei und Schweflige Säure. Ein dritter Theil kann beim handensein von Kieselsäure oder sauren Silicaten in Bleisilicat ver-ndelt werden, aus welchem Salze das Blei auf die oben dargelegte Weise geschieden wird.

Zur Ausscheidung des Bleis aus dem Bleisulfat hat man hiernach enhaltige Zuschläge und Kohle anzuwenden.

Von den übrigen in den gerösteten Erzen enthaltenen Körpern rden die **Oxyde des Eisens**, wie schon aus den vorstehenden Dar-ungen hervorgeht, zu Eisenoxydul reducirt und an Kieselsäure gebunden, w. soll bei der Nothwendigkeit der Zerlegung von Schwefelblei ein Theil rselben zu Eisen reducirt werden, um aus dem Schwefelblei das Blei szuscheiden.

Eisensulfate werden im Ofen in Eisenoxyd und Schwefelsäure, w. Schweflige Säure und Sauerstoff zerlegt. Das freigewordene Eisen-yd wird gleichfalls zu Oxydul reducirt und verschlackt.

Schwefeleisen zersetzt sich theils mit Bleisilicat in der angeführten eise, theils wird es von der Schlacke aufgelöst. Ist es in grösserer enge vorhanden, so bildet es mit etwa vorhandenem, noch nicht zer-tztem Schwefelblei Bleistein und mit vorhandenem Schwefelkupfer einen pferhaltigen Stein.

Das Verhalten von **Zinkoxyd** und **Schwefelzink** beim Schmelz-ozess, sowie die nachtheiligen Einwirkungen dieser Körper auf denselben d bereits Seite 322 dargelegt worden.

Das **Zinkoxyd** wird durch stark eisenhaltige Schlacken aufgelöst bzw. rschlackt und zwar um so leichter, je reicher an Eisen diese Schlacken d. Da die Reduction des Zinkoxyds zu Zink wegen der nachtheiligen nwirkungen der Zinkdämpfe auf die Schmelzarbeit nur in den wenigsten llen (nur bei Herstellung einer weissen Farbe aus dem Flugstaub) er-nscht ist, so sucht man das Zinkoxyd durch Herstellung einer leicht-ssigen eisenhaltigen Beschickung und durch Innehaltung einer nicht zu hen Temperatur nach Möglichkeit zu verschlacken. Wie erwähnt, werden e Zinkdämpfe z. Th. oxydirt (durch Kohlensäure und Wasserdampf) und tzen sich als sogen. Ofengalmei an den Wänden des Ofens fest. Ein heil des Zinks kann auch in Berührung mit Schwefliger Säure und Kohle Schwefelzink verwandelt werden, welches sich gleichfalls an den Ofen-ndungen festsetzt.

Das in den Erzen vorhandene **Schwefelzink** wirkt viel nach-eiliger als Zinkoxyd, indem es in viel geringerer Menge in die Schlacke ht als das Zinkoxyd und die letztere sehr strengflüssig macht. Findet

eine Steinbildung statt, so geht auch ein Theil des Schw
selben über und macht ihn gleichfalls strengflüssig.
bilden Stein und Schlacke in Folge des Schwefelzinks
einander zu trennende Gemenge (in Schweden Skumn
ein kleiner Theil des Schwefelzinks wird im heissesten
durch etwa dort vorhandenes Eisen zersetzt, indem
Schwefeleisen Zinkdämpfe ausgeschieden werden.

Zinksulfat wird theils in Zinkoxyd und Schw
lige Säure und Sauerstoff zersetzt, theils zu Schw

Kupferoxyd und Kupferoxydul werd
welches durch vorhandenen Schwefel gebunden
eisen und Schwefelblei einen Stein bildet.
Mengen vorhanden, so wird er von der Schla
er sich in grösseren Mengen selbstständig ab
zur Bildung des Kupfers, so geht dasselbe th
Schlacke über. In den gerösteten Erzen v
vereinigt sich mit Schwefeleisen und Sc
Theile Schwefelzink) zu einem Stein.
Schwefelkupfer reducirt, theils in Schwefl
oxyd zerlegt.

Arsensaure Salze werden theils
wird ein Theil Arsen aus denselben verfl
die Arsenmetalle in die Schlacken
grösseren Mengen vorhanden, so bilden
und Silber aufnehmen. Kleine Meng
aufgenommen. Ausser Arsen ist de

Antimonsaure Salze wer
theils wird ein Theil Antimon
wird von dem Blei aufgenomm
von Kupfer zur Speisebi
Arsenspeise in dieselbe üb
zerlegt, indem Antimon
Das ausgeschiedene Antim

Das in den geröstet
vom Blei aufgenommen.
auch Theile der gedachte

Etwa vorhandene
reducirt und gehen
oxydul leichtflüssiger
Zinkoxyd, Magnesia

Kalk geht
Theil des Eisen

[1]) Hofman.

der Form von Kalkstein) weniger eisenhaltige Zuschläge erforderlich sind. Indess darf der Zuschlag von Kalk nicht über ein gewisses Maass hinausgetrieben werden, da er, wenn er auch das specifische Gewicht der Schlacken vermindert, doch die Schmelzbarkeit derselben beeinträchtigt und zur Erzielung einer hinreichend flüssigen Schlacke einen erhöhten Brennstoffaufwand verursacht. Je mehr der Kalk in der Schlacke durch Eisen ersetzt ist, um so günstiger wird der Ofen arbeiten.

Bei zinkfreien Beschickungen wird man nicht über 30 % Kalkgehalt der Schlacke hinausgehen. Bei einem Zinkgehalte der Beschickung muss der Kalkzusatz möglichst beschränkt werden, da das Zinkoxyd (bzw. Schwefelzink) um so besser von der Schlacke aufgelöst wird, je grösser der Eisengehalt derselben ist. Bei einem höheren Kalkgehalt der Schlacke (28 %) wird überhaupt kein Zink mehr aufgenommen. In Amerika[1]) hält man es nicht für räthlich, bei einem Gehalte von 9 bis 10 % Zink in der Beschickung über 16 % Kalkgehalt der Schlacke hinauszugehen.

Magnesia wird wie der Kalk in die Schlacke geführt. Dieser Körper macht die Schlacke zähflüssig und ist besonders bei einem Zinkgehalte störend, indem nach amerikanischen Erfahrungen[2]) schon 5 % davon in der Beschickung den Ofengang stark beeinträchtigen.

Flussspath ist sehr dünnflüssig und hat die Eigenschaft, schwerschmelzige Körper, besonders Schwerspath und Gyps unzersetzt aufzulösen.

Silicate werden in die Schlacke übergeführt. Zur Verschlackung von sauren Silicaten sind Basen bzw. basische Silicate erforderlich, während basische Silicate saure (d. i. kieselsäurehaltige) Zuschläge erfordern.

Quarz wird in die Schlacke übergeführt.

Schwerspath wird theils zu Schwefelbaryum reducirt, theils bei Anwesenheit von Kieselsäure und Schwefeleisen oder von Kieselsäure und Eisen unter Entweichen von Schwefliger Säure in Baryumsilicat verwandelt, welches sich mit dem gleichfalls gebildeten Eisenoxydulsilicat zu einem leichtflüssigen Doppelsilicat vereinigt. Das Schwefelbaryum geht ganz in die Schlacke, wenn kein Stein vorhanden ist. Ist letzterer vorhanden, so nimmt er einen verhältnissmässig geringen Theil des Schwefelbaryums auf.

Calciumsulfat verhält sich ähnlich wie Baryumsulfat. Schwefelcalcium wird von der Schlacke und besonders leicht von kalkhaltiger Schlacke aufgelöst.

Um die gedachten Reactionen beim Verschmelzen der gerösteten Erze herbeizuführen und um eine vollständige Trennung des ausgeschiedenen Bleis und auch des etwa gebildeten Bleisteins und der Speise von der gebildeten Schlacke zu erreichen, ist die Beschickung so zusammenzusetzen, dass eine leichtflüssige Schlacke von nicht zu hohem spec. Gewichte

[1]) Hofman, „the Metallurgy of Lead" S. 141.
[2]) Hofman, l. c.

entsteht, welche hinsichtlich der Silicirungsstufe ein Singulosilicat ist oder demselben nahekommt und als Base hauptsächlich Eisenoxydul neben geringeren Mengen von Kalk enthält. Bei grössern Mengen von Zink ist die Schlacke Subsilicat oder liegt zwischen Subsilicat und Singulosilicat. Die Schlacke muss um so eisenhaltiger sein, je grössere Mengen von Zinkoxyd und Thonerde zu verschlacken sind. Falls diese letzteren Körper in geringer Menge vorhanden sind, kann auch ein Gemenge von Singulo- und Bisilicat bzw. ein sogen. „Sesquisilicat“ die gedachten erforderlichen Eigenschaften der Schlacke besitzen.

Bei kieselsäurehaltigen Erzen müssen bedeutende Mengen von basischen Zuschlägen, bei Erzen, welche grosse Mengen von Eisen enthalten, dagegen entsprechende Mengen von Kieselsäure oder von sauren Silicaten oder Schlacken zugeschlagen werden. Als basische eisenhaltige Zuschläge verwendet man besonders basische Eisenschlacken, gerösteten Bleistein, Roth- und Brauneisenstein, Kiesabbrände von der oxydirenden Röstung des Pyrits. Der Kalkstein wird in geringerer Menge als basischer Zuschlag neben eisenhaltigen Zuschlägen verwendet. Derselbe scheidet, wie schon erwähnt, aus basischen Eisenschlacken bei Gegenwart von Bleisilicat Eisenoxydul aus, welches sich mit der Kieselsäure des Bleisilicats verbindet.

Als Flussmittel und für pulverförmige Erze auch als Auflockerungsmittel schlägt man Schlacken von der nämlichen Arbeit zu, falls dieselben nicht zu grosse Mengen von Zink enthalten, und wenn vorhanden, Schlacken von der Verarbeitung der Steine.

Mit dem Kieselsäuregehalt der Schlacken geht man nicht gerne über 36 % hinaus. Bei höherem Gehalte bis zu 40 % wird die Schlacke zähflüssiger und erfordert einen erhöhten Brennstoffaufwand.

Bei weiter steigendem Kieselsäuregehalt wird die Leistungsfähigkeit des Ofens vermindert; es wird Blei sowohl verschlackt als auch verflüchtigt und es wird, wie schon S. 88 dargelegt ist, Eisen aus der Schlacke reducirt, wodurch zur Bildung von Eisensauen Anlass gegeben wird.

Bei nicht zu hohem Zinkgehalte geht man nicht gerne unter 27 bis 28 % Kieselsäure in der Schlacke herunter, weil andernfalls zu grosse Mengen von eisenhaltigen Zuschlägen erforderlich sind und dann auch hier die Gefahr der Reduction von Eisen aus der eisenreichen Beschickung nahe liegt. Auch wird durch einen zu hohen Eisengehalt der Schlacke die Trennung derselben vom Blei und besonders vom Bleistein erschwert.

Bei hohem Zinkgehalt der Erze dagegen geht man erheblich weiter herunter.

Bei einem gleichzeitigen Schwerspathgehalt der Schlacke kann man bis 15 % Kieselsäuregehalt heruntergehen, ohne dass die Schlacke ihre guten Eigenschaften verliert.

Der zweckmässigste Kieselsäuregehalt der Schlacke liegt zwischen 27 und 36 %.

Den Kalkgehalt der Schlacken lässt man, wie schon S. 345 dargelegt, bei zinkfreien Erzen nicht über 30 % gehen, weil andernfalls die Schlacke zu strengflüssig wird und in Folge dessen zu viel Brennstoff erfordert, auch die Reduction von Eisen in Folge der hohen Temperatur veranlasst wird. Besonders ist ein zu hoher Kalkzuschlag bei zinkhaltigen Erzen zu vermeiden, da schon bei 28 % Kalkgehalt Zink überhaupt nicht mehr von der Schlacke aufgenommen wird.

Während man in Europa bei der Röst- und Reductionsarbeit Kalk gar nicht oder nur in verhältnissmässig geringen Mengen zuschlägt, setzt man in Amerika in Folge der verhältnissmässig hohen Preise der eisenhaltigen Zuschläge beim Bleierzschmelzen grössere Mengen von Kalk (in der Form von Kalkstein) zu der Beschickung.

Den Eisenoxydulgehalt der Schlacken lässt man nicht gerne über 50 % hinausgehen, weil sonst die Gefahr der Reduction von Eisen nahe liegt und die Schlacke ein zu hohes specifisches Gewicht erhält. Andererseits geht man nicht gerne unter 24 % Eisenoxydulgehalt der Schlacke herunter, weil die Erdbasen, welche in diesem Falle das Eisenoxydul ersetzen müssen, die Schlacke zu strengflüssig machen.

Das Verhältniss von Kieselsäure zu Eisenoxydul und Kalk in verschiedenen Schlacken, wie es durch die amerikanischen Metallurgen für Schlacken beim Bleierzschmelzen auf verschiedenen Werken in den Vereinigten Staaten als zweckmässig gefunden worden ist, ergiebt sich aus der nachstehenden Tabelle. Hierzu ist zu bemerken, dass die gedachten Schlacken nicht ausschliesslich von der Röst- und Reductionsarbeit herrühren, sondern auch beim Verschmelzen roher, Bleicarbonat und Schwefelblei enthaltender Erze gefallen sind.

Name des Metallurgen	Gehalt der Schlacke an			Summa der Bestandtheile nach Abzug von Thonerde, Zinkoxyd und sonstigen Körpern
	Kieselsäure	Eisenoxydul (Mn O)	Kalk (Baryt, Magnesia)	
Eilers	28	50	12	90
Eilers	30	40	20	90
Schneider	33	33	24	90
Raht	35	27	28	90
Hahn	34	50	12	96
Page	33	36	16	85
Livingstone	30	36	20	86
Hahn	36	40	20	96
Iles	32	33	23	88
Murray	40	34	26	100

Die Zusammensetzung verschiedener Schlacken von der Röst- und Reductionsarbeit in Europa ist aus den nachstehenden Analysen ersichtlich:

	Freiberg in Sachsen		
	Aelterer Betrieb		Neuerer Betrieb
	1.	2.	1.
Kieselsäure	28,14	27,05	27,2
Eisenoxydul	37,23	41,21	40,0
Zinkoxyd	7,60	8,62	10,1
Bleioxyd	7,35	3,90	5,7
Kupferoxyd	0,50	1,00	—
Thonerde	5,78	6,85	
Kalk	7,68	8,84	Nicht
Baryt	3,87	—	
Magnesia	0,63	0,90	bestimmt
Schwefel	2,47	3,53	

Freiberg,
Muldener Hütte. Neuere Analyse

SiO_2	23,95
S	4,46
PbO	2,87
CuO	0,86
FeO	44,41
MnO	0,92
ZnO	14,81
Al_2O_3	4,45
CaO	4,75
MgO	0,54

Braubach

SiO_2	27,85
FeO	39,03
MnO	4,74
CaO	13,90
MgO	3,18
Al_2O_3	2,33
BaO	0,85
Cu_2O	0,13
PbO	0,29
ZnO	4,35
S	2,72

Altenau

SiO_2	30,32
$BaSO_3$	0,19
Pb	1,13
Cu	0,18
Ag	0,0007
Sb	0,009
FeO	35,72
Al_2O_3	3,20
ZnO	7,27
CaO	16,15
K_2O	0,67
Na_2O	0,61
P_2O_5	2,04
S	1,47

Mechernich

	1.	2.
PbS	1,00	1,13
Cu_2S	0,04	0,06
Sb_2S_3	nicht best.	0,14
Fe_2S	4,95	2,94
FeO	20,89	32,64
MnO	2,23	1,24
Al_2O_3	9,71	8,14
CaO	21,77	20,44
MgO	1,13	1,18
SiO_2	35,05	31,27

Przibram		Unterharzer Hütten (Juliushütte und Sophienhütte)	1.	2.
SiO_2	37,50	SiO_2	16,90	13,64
Al_2O_3	7,81	FeO	35,05	nicht best.
FeO	28,37	ZnO	19,64	19,09
ZnO	4,07	$BaOSO_3$	10,24	19,23
PbO	0,48	(8,13 BaS)		
MnO	2,51	Al_2O_3	6,31	2,44
CaO	14,70	CaO	6,05	8,12
MgO	1,11	MgO	—	0,60
P_2O_5	2,11	Pb	—	1,17
S	0,92	Cu	—	0,85
Ag	0,00125	S	—	1,92

La Pise (Frankreich)

SiO_2	30
FeO	40
CaO	20
Al_2O_3 und MgO	5—6
Pb	2—3

Bei gutem Betriebe sollen die Schlacken von der Röst- und Reductionsarbeit nicht über $^1/_2$ % Blei (nach der trockenen Probe) enthalten und nicht über $^1/_2$ Unze Silber in der t, vorausgesetzt, dass das Werkblei nicht über 300 Unzen per t enthält.

Als Brenn- bzw. Reductionsstoffe verwendet man verkohlte Brennstoffe, Koks und Holzkohle und zwar jeden für sich allein oder ein Gemenge von beiden. Rohe Brennstoffe haben sich im Allgemeinen nicht bewährt, weil dieselben bei der im oberen Theile vor sich gehenden Verkohlung Wärme binden und ihr Volumen stark verändern, wodurch ein unregelmässiger Schmelzgang hervorgerufen und zur Verflüchtigung von Blei Anlass gegeben wird. Nur Anthracit lässt sich nach Versuchen in den Vereinigten Staaten im Gemenge mit verkohlten Brennstoffen bis zu einem bestimmten Grade verwenden[1]). Da nach den Untersuchungen von Schertel[2]) wegen des zusammengeschmolzenen oder gesinterten Zustandes der gerösteten Erze die Reduction der Bleiverbindungen hauptsächlich durch glühende feste Kohle stattfindet, so ist es nicht erforderlich, dass grosse Mengen von Kohlenoxydgas bei der Verbrennung des Kohlenstoffs gebildet werden. Es ist vielmehr im Interesse der Erzielung einer möglichst grossen Wärme-

[1]) Trans. A. I. M. E. XX.

[2]) Jahrbuch für das Berg- und Hüttenwesen im Königreich Sachsen 1880.

menge erwünscht, die Kohle vor den Formen möglichst zu Ko[illegible] zu verbrennen. Man wird daher den Koks den Vorzug vor [illegible] kohlen geben, da bei ihrer Verbrennung wegen der geringeren [illegible] derselben mehr Kohlensäure entsteht als bei der Verbrennung der Holzkohlen.

Die Temperatur darf natürlich nicht so hoch gehalten werd[illegible] erhebliche Mengen von Blei verflüchtigt und grössere Mengen [illegible] aus den Oxyden und Silicaten desselben ausgeschieden werden.

Der Schmelzofen.

Als Schmelzöfen wendet man grundsätzlich Schachtöfen [illegible] letzteren sind entweder Zugschachtöfen oder Gebläseschachtöfen. [illegible] schachtöfen wendet man nur ausnahmsweise bei sehr leichtflüssig[illegible] schickungen an. Die Regel ist die Anwendung von Gebläseschacht[illegible]

Bei den

Zugschachtöfen

geschieht die Einführung des Windes in den Ofen entweder mit [illegible] von Essenzug oder mit Hülfe von Exhaustoren.

Die Zugschachtöfen der ersteren Art, welche man auch atmosph[illegible] Schachtöfen nennt, standen früher vielfach in der Sierra von Carth[illegible] (Spanien) in Anwendung, sind aber gegenwärtig zum grössten Theil[illegible] Gebläseschachtöfen verdrängt. Diese Oefen sind durch Canäle, welch[illegible] an Bergabhängen in die Höhe ziehen, mit hohen Essen verbunden. [illegible] Wind dringt durch Formen in den Ofen. Da eine hohe Pressung [illegible] selben nicht zu erreichen ist (höchstens 5 mm Quecksilbersäule), so [illegible] die Beschickungssäule nur sehr niedrig sein. Die Einrichtung eines [illegible] artigen Ofens ist aus Figur 224 ersichtlich.

Derselbe ist als Augentiegelofen zugestellt, im oberen Theile mit [illegible] Rauhgemäuer umgeben und besitzt 6 aus Thon hergestellte Form[illegible] Das obere Ende des Ofenschachtes endigt in einen Canal v, welcher [illegible] Ofen mit einer hohen Esse verbindet. Das Einbringen der Beschick[illegible] und des Brennstoffes erfolgt durch die Oeffnung e, welche im Inte[illegible] der Aufrechterhaltung des Zuges durch eine Thüre verschlossen geh[illegible] wird. Die Schlacke fliesst durch ein Auge auf die im Vorheerd d an[illegible] brachte Schlackentrift. Das in dem aus Gestübbe hergestellten Tieg[illegible] sich ansammelnde Blei wird in den Stechheerd c abgestochen. Zur Er[illegible] lung einer gleichmässigen Einströmung der Luft in die Formen ist um [illegible] unteren Theil des Ofens eine Mauer z aufgeführt.

Diese Oefen sind nur für leichtflüssige Beschickungen verwendb[illegible] erfordern einen hohen Brennstoffaufwand, setzen nur wenig durch und [illegible] dürfen einer sehr sorgfältigen Ueberwachung, um Versetzungen d[illegible] in Folge unregelmässigen Zuges zu verhindern.

Sie k[illegible] unter ganz ausnahmsweisen Verh[illegible]

/on Zugschachtöfen der zweiten Art sind die Herbertzöfen ver-
'eise zum Bleierzschmelzen angewendet worden. Bei denselben ge-
: das Einsaugen der Luft in den Ofen durch einen über der Gicht
›en ausströmenden Dampfstrahl. Der Wind tritt durch einen ring-
en Schlitz, welcher erweitert und verengert werden kann, in den
Diese Erweiterung bzw. Verengerung des Schlitzes ist dadurch er-
:ht, dass der Heerd des Ofens mit Hülfe von Schraubenspindeln
en bzw. gesenkt werden kann.

Die Einrichtung eines Ofens dieser Art ist aus Figur 225 ersichtlich.
der Schacht. Derselbe besteht in seinem oberen Theile aus Mauer-
m, während er über dem Tiegel t durch eine hohle Eisenwand e mit

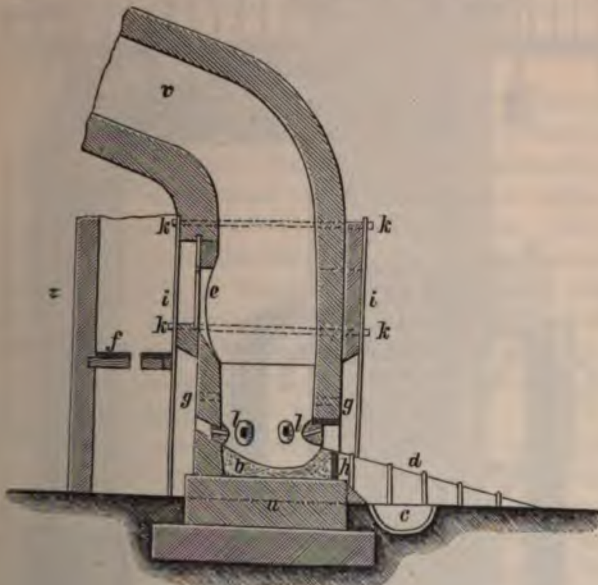


Fig. 224.

erkühlung gebildet ist. S sind am Mantel des Schachtes befestigte
ler. In den Füssen f derselben befinden sich die Schraubenspindeln
elche den Tiegel t tragen und das Heben und Senken des Heerdes
glichen. v ist der ringförmige Windschlitz; w sind Schaulöcher; x ist
Stichloch des Tiegels, y eine Abflussrinne. Die Gase ziehen durch
Rohr r in Condensationsvorrichtungen zum Niederschlagen von Flug-
bzw. zum Unschädlichmachen von schädlichen Gasen. Das Kühl-
r für die hohle Eisenwand des Ofens tritt aus dem Gefässe G durch
Rohr n in den unteren Theil der Wand ein und am oberen Ende der-
ı durch das Rohr q aus. Das in diesem Ofen erzielte Vacuum ent-
ıt bei Dampf von 4 bis 5 Atm. Spannung 1 m über der Windein-
ungsöffnung einer Wassersäule von 40—60 mm.

Diese Oefen, welche sich für das Umschmelzen von Roheisen bewähren sollen, haben bis jetzt nur versuchsweise zum Bleierzschme in Anwendung gestanden und auch wohl wegen der niedrigen Press kaum Aussicht auf weitere Verbreitung.

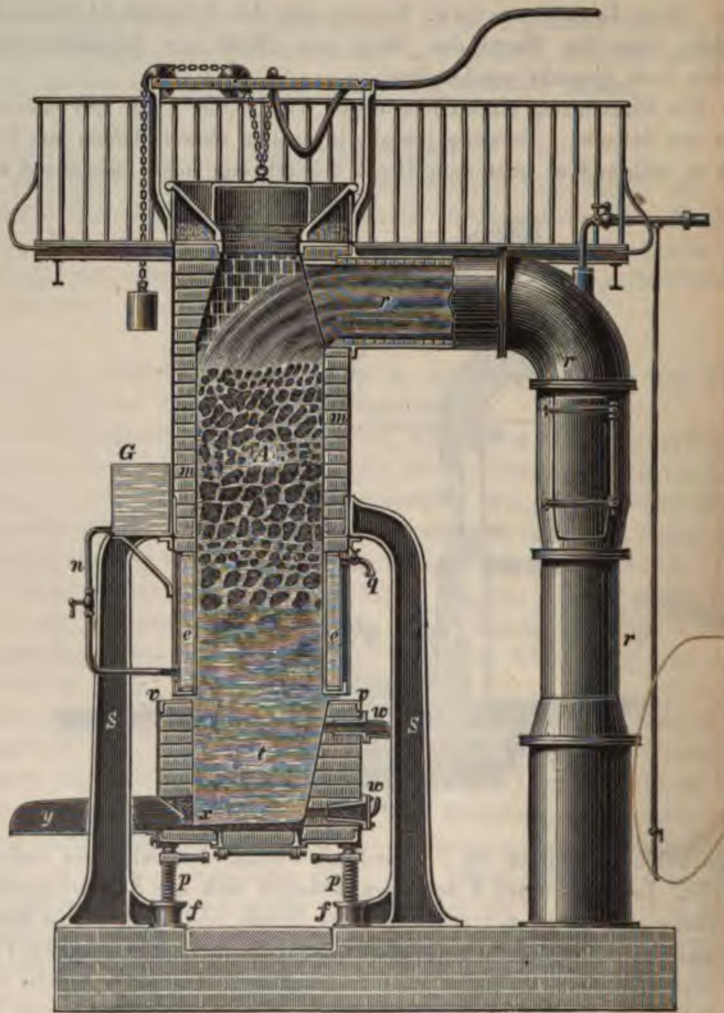


Fig. 225.

Die Gebläseschachtöfen,

welche grundsätzlich zum Verschmelzen der Bleierze anzuwenden si haben in der letzten Zeit und in den Vereinigten Staaten von Nordamer noch in dem letzten Jahrzehnt erhebliche Aenderungen erfahren.

Die niedrigen Schmelzöfen, welche von der Hüttensohle aus beschickt [w]rden, die sog. Krummöfen, sind wegen der mit denselben verbundenen [N]achtheile — hoher Brennstoffaufwand, starke Beiverluste durch Ver[fl]üchtigung, geringe Leistungsfähigkeit und kurze Campagnen — gänzlich [v]erlassen und durch höhere Oefen (Halbhochöfen) ersetzt worden. Der [q]uadratische und trapezförmige Horizontalquerschnitt der Oefen sind im [In]teresse der Erhöhung der Leistungsfähigkeit derselben durch den kreis[f]örmigen, rechteckigen oder elliptischen Horizontalquerschnitt verdrängt worden.

An die Stelle von Oefen, deren Innenraum sich von der Gicht nach den Formen hin erweiterte (Vogel'sche Oefen) und welche nur in der Hinterwand Formen hatten, sind Oefen getreten, deren Innenraum sich von der Gicht nach den Formen hin verengert und deren Formen symmetrisch um die Formenebene vertheilt sind.

Durch die Oefen der ersteren Art wollte man die Verflüchtigung von Blei durch Vermeidung einer zu hohen Temperatur im Schmelzraume verhindern und durch den langen Weg, welchen die geschmolzenen Massen von den Formen bis zur Vorwand des Ofens zu machen hatten, eine gute Trennung von Blei bzw. Bleistein und Schlacke erzielen. Diese Vortheile wurden aber bei Weitem durch die Nachtheile der Ofenconstruction überwogen, nämlich zu niedrige Temperatur im Schmelzraum und in Folge dessen unvollständige Reduction des Bleis aus Schlacken und Bleistein, zu grosse Geschwindigkeit des Gasstroms im verengerten Theile des Ofens, in Folge dessen unvollkommene Wärmeabgabe desselben an die Beschickung und Mitreissen von Flugstaub und Bleidämpfen.

Die Oefen mit verengertem Schmelzraum und Erweiterung nach oben haben die Vortheile, dass bei der hohen Temperatur im Schmelzraum möglichst wenig Blei verschlackt wird, dass die Geschwindigkeit des Gasstroms nach oben hin abnimmt und dadurch die Bleiverflüchtigung vermindert und die Abgabe der Wärme des Gasstroms an die Beschickung und den Brennstoff im Ofen befördert wird. Auch wird hier die Bildung von Ofenbrüchen durch die Reibung der niedergehenden Beschickuug an den Ofenwänden theilweise verhindert. Nur in seltenen Fällen lässt man nach der Erweiterung über dem Schmelzraum wieder eine geringe Verengerung des Ofens nach der Gicht hin eintreten, um Zinkdämpfe möglichst schnell und gleichmässig durch ein in die Mitte des Ofens eingehängtes Rohr abzuführen.

Anstatt der zusammengekuppelten schwer zugänglichen Oefen hat man freistehende Oefen mit leicht zugänglichem Gestell, anstatt der Oefen mit starkem Rauhgemäuer hat man Oefen mit schwachem Rauhgemäuer, oder Oefen mit Eisenmantel anstatt des Rauhgemäuers, oder Oefen, bei welchen das Mauerwerk ganz oder theilweise durch hohle Eisenwände mit Wasserkühlung (water-jackets) ersetzt ist, eingerichtet.

Die Leistungsfähigkeit der Oefen hat man durch grössere Dimen-

sionen und vermehrte Zahl der Formen sowie durch Vermehrung der Windpressung und der eingeblasenen Windmenge erhöht.

Die Höhe der Oefen ist nach unten sowohl wie nach oben an bestimmte Grenzen gebunden. Sind die Oefen zu niedrig, so tritt Bleiverflüchtigung und unvollkommene Wärmeabgabe des Gasstroms an Beschickung und Brennstoff ein; sind sie zu hoch, so wird Eisen aus der Beschickung reducirt. Man wendet daher für an Eisen reiche Beschickungen niedrigere, für mehr saure und kalkreiche Beschickungen höhere Oefen an.

Bei Anwendung von Holzkohlen sind höhere Oefen anzuwenden als bei Anwendung von Koks, weil sich bei Holzkohlen die Verbrennung stark in die Höhe zieht und daher bei niedrigen Oefen ein Theil Holzkohle an der Gicht unnütz verbrennen würde. Bei Erzen, welche grosse Mengen Zink enthalten, sucht man, falls es nicht gelingt, das gesammte Zink zu verschlacken, einen Theil dieses Metalles zu verflüchtigen und macht daher die Oefen zur Vermeidung der Bildung von Ansätzen (Ofengalmei) in den oberen Theilen derselben nicht zu hoch.

Die Höhe der neueren Oefen von der Hüttensohle bis zur Gichtöffnung schwankt zwischen $3^1/_2$ und $9^1/_2$ m.

Die Entfernung von der Formebene bis zur oberen Fläche der Beschickung der Oefen, welche für die Leistungsfähigkeit derselben maassgebend ist, schwankt bei den neueren Oefen zwischen 3 und $5^1/_2$ m. So beträgt dieselbe bei einigen Freiberger Pilz-Oefen mit kreisrundem Horizontalquerschnitt (bis zum Gasabführungsrohr) 5,4 m; bei dem Schemnitzer Pilz-Ofen 3,5 m, bei dem neuen Pilz-Ofen zu Friedrichshütte 3,75 m; bei dem Raschette-Ofen mit rechteckigem Horizontalquerschnitt (Altenau, Harz) 5,07 m, bei den amerikanischen Oefen mit rechteckigem Horizontalquerschnitt 3 bis 5,48 m. Die gegenwärtig in den Vereinigten Staaten am meisten angewendete Höhe ist $3^1/_2$ bis 4,2 m. Die Höhe von 5,4 m wird dort nur ausnahmsweise bei Beschickungen mit hohem Kieselsäure- und Kalkgehalt angewendet, z. B. befindet sich ein derartiger von Iles eingerichteter Ofen (5,4 m) auf den Globe Smelters bei Denver.

Die Entfernung von der Formebene bis zum tiefsten Punkte des Heerdes (Tiegels oder Sumpfes) schwankt je nach der Art der Zustellung und der Grösse der Oefen zwischen $^1/_2$ und 1 m. Ueber 1 m geht man nicht hinaus, weil sonst ein Erkalten des Bleis im Ofen eintritt. Sie beträgt z. B. beim Freiberger Pilzofen 0,60 m, beim Rundofen von Friedrichshütte bei Tarnowitz 0,65 m; beim Raschette-Ofen zu Altenau 0,82 m (0,82 m bis zum Sohlstein), bei den amerikanischen Oefen 0,9 bis 1 m.

Den Horizontalquerschnitt der Oefen macht man gegenwärtig kreisförmig oder rechteckig.

Kreisförmige Oefen können nicht über einen gewissen Durchmesser hinausgehen, weil andernfalls der Wind bei der zulässigen Pressung nicht mehr bis zur Ofenachse vordringen kann, so dass ein toter Kern entsteht. Geht man über die zulässige Windpressung hinaus, so wird Blei

verflüchtigt, es tritt eine Reduction von Eisen ein und die Schmelzzone rückt im Ofen in die Höhe.

Die Windpressung beträgt bei kreisförmigem Horizontalquerschnitt gewöhnlich zwischen 19 und 40 mm Quecksilbersäule, je nach der Schmelzbarkeit der Beschickung und der Grösse des Ofens. Bei grossen Oefen mit rechteckigem Horizontalquerschnitt geht sie auf 50 bis 63 mm Quecksilbersäule hinauf.

Den Durchmesser des Ofens in der Formebene macht man nicht über 1,5 m. So beträgt der Durchmesser des Freiberger Pilzofens auf Muldener Hütte (bei 35 mm Quecksilbersäule Windpressung) 1,5 m, der Durchmesser des Rundofens in Przibram bei 40 mm Quecksilbersäule-Pressung 1,4 m, der Durchmesser des neuen Ofens in Friedrichshütte bei Tarnowitz bei 22,6 mm Pressung 1,25 m, der Durchmesser des Ofens in Schemnitz bei 25 mm Quecksilbersäule-Pressung 1,20 m. In den Vereinigten Staaten von Nord-Amerika geht man nicht gerne über 1,06 m (42 inches) Durchmesser bei einer Pressung von 25 bis 50 mm Quecksilbersäule hinaus. Ein von Probert angegebner Ofen von 2,1 m Durchmesser[1]) bei welchem die durch Wasser gekühlten Formen je 0,609 m und darüber in den Ofen hineinragten, scheint nicht zur definitiven Anwendung gelangt zu sein.

Die Oefen mit kreisförmigem Horizontalquerschnitt können hiernach, da der Flächeninhalt der Formebene nicht über eine bestimmte Grösse hinausgehen darf, nur ein bestimmtes Quantum von Erzen durchsetzen.

Bei den Oefen mit rechteckigem Horizontalquerschnitt dagegen lässt sich der Flächeninhalt der Formebene grösser machen als bei den runden Oefen, indem man unter Innehaltung des angeführten Durchmessers der Formebene der runden Oefen als Maass für die kurzen Seiten des Rechtecks die langen Seiten desselben erheblich grösser machen kann als die kurzen Seiten, ohne dass die erwähnten Uebelstände der kreisrunden Formebene bei zu grossem Durchmesser derselben eintreten.

Für ein grosses Durchsetzquantum verdienen daher die Oefen mit rechteckigem Horizontalquerschnitt den Vorzug vor den Oefen mit kreisförmigem Durchmesser.

Derartige Oefen werden seit einiger Zeit in den Vereinigten Staaten von Nord-Amerika grundsätzlich zum Bleierzschmelzen angewendet, während daselbst die runden Oefen gegenwärtig nur zum Verschmelzen von Nebenproducten der Bleigewinnung benutzt werden. Die kurze Seite des Rechtecks beträgt daselbst zwischen 0,762 (30 inches) und *1,06 m* (42 inches). Die lange Seite betrug zuerst 1,524 m; darauf ging man mit derselben auf *3,048 m,* welche Länge gegenwärtig die am häufigsten angewendete ist. Die grösste Länge des Rechtecks beträgt bei einem Ofen von Iles auf den Globe Smelters bei Denver 3,556 m. Die sämmtlichen amerikanischen Oefen sind in der Schmelzzone mit water-jackets versehen.

---

[1]) Eissler, The metallurgy of argentiferous lead, London 1891.

Ein Ofen von 0,838 × 2,54 m Flächeninhalt in der Formebene mit 5 Formen von je 82 mm Rüsseldurchmesser an jeder Seite setzt bei 30 mm Quecksilberpressung gegen 40 t Erz in 24 Stunden durch (45 t amerikanisch).

Der Raschette-Ofen in Altenau hat 0,98 m kurze und 2 m lange Seite des Rechtecks der Formebene.

Der Verticalschnitt der Oefen zeigt eine Zunahme von den Formen nach der Gicht hin. Diese Zunahme tritt entweder allmählich ein oder der Ofen erweitert sich von der Formebene ab auf eine bestimmte Höhe stärker zu einer Rast, über welcher letzteren dann eine schwächere Erweiterung bis zur Gicht eintritt. Manchmal stehen auch die Wände des Ofens über der Rast senkrecht, oder der Ofen zeigt sogar eine gewisse Abnahme nach der Gicht hin. Der letzte Fall ist wohl bei zinkhaltigen Erzen vorhanden. Bei grossem Zinkgehalt der Erze (Unterharzer Oefen) ist auch wohl der Ofen über der Formebene ausgebaucht, um einer zu raschen Verengerung daselbst durch Ansatz von zinkischen Ofenbrüchen vorzubeugen.

Die Oefen mit kreisrundem Horizontalquerschnitt nehmen gewöhnlich gleichmässig von der Formebene nach der Rast hin zu, während die Oefen mit rechteckigem Horizontalquerschnitt häufig eine Rast besitzen. Die letztere hat sich in den Vereinigten Staaten von Nord-Amerika so gut bewährt, dass man daselbst gegenwärtig die sämmtlichen Bleierzschmelzöfen mit rechteckigem Horizontalquerschnitt grundsätzlich mit Rast baut.

Beispielsweise hat von den Oefen ohne Rast der kreisförmige Pilz-Ofen der Muldener Hütte bei Freiberg bei 5,4 m Höhe von der Formebene bis zur Gicht in der Formebene 1,5 m, an der Gicht 2 m Durchmesser, der neuere Ofen von Schemnitz bei 3,5 m Höhe von der Formebene bis zur Gicht 1,20 m Durchmesser in der Formebene und 1,50 m Durchmesser in der Gichtebene; von den Oefen zu Friedrichshütte bei Tarnowitz hat der eine bei 3,75 m Höhe von der Formebene bis zur Gicht 1,25 m Durchmesser in der Formebene, 1,75 m Durchmesser an der Gicht, der andere bei $4^1/_2$ m wirksamer Höhe 1,25 m Durchmesser in der Formebene, 2 m Durchmesser an der Gicht.

Von den Oefen mit rechteckigem Horizontalquerschnitt ohne Rast hat der Raschette-Ofen zu Altenau bei 5,07 m Höhe von der Formebene bis zur Gicht in der Formebene 0,98 × 2 m, in der Gichtebene 1,36 × 2,10 m.

Von den amerikanischen Oefen mit rechteckigem Horizontalquerschnitt und Rast hat z. B. der Ofen der Omaha and Grant Smelting works bei Denver in der Formebene bzw. an dem unteren Ende der Rast 0,914 × 2,04 m, am oberen Ende der 1,04 m hohen Rast 1,219 × 2,34 m. Von da ab erweitert sich der Ofen bis zur Gichtöffnung bei einer Höhe von 3,73 m auf 1,473 × 2,603 m.

Die Formen werden bei den neueren Oefen symmetrisch an dem Umfange der Formebene vertheilt. Nur selten findet man allein in

ler Hinterwand der Oefen Formen, wie das früher beim Setzen der Be-
chickung und des Kohlensatzes in verticalen Säulen und dem hiermit
erbundenen Nasenschmelzen der Fall war. Während man früher bei den
leineren Oefen nur 1—3 Formen anwendete, geht man gegenwärtig bei
n grösseren Oefen mit kreisförmigem sowohl wie mit rechteckigem
uerschnitt auf 8 bis 12 und sogar auf 14 Formen. Während man bei-
ielsweise bei den älteren Freiberger Pilz-Oefen 8 Formen anwendet, be-
zen die neueren Oefen dieser Art 12 Formen. Die Raschette-Oefen
sitzen 12 bis 14 Formen, ebenso die amerikanischen Oefen mit recht-
kigem Horizontalquerschnitt. Die geringste Zahl der gegenwärtig ange-
ndeten Formen beträgt 3. Bei den Oefen mit rechteckigem Horizontal-
erschnitt hatte man anfangs auch in den kurzen Seiten je eine Form.
ese Einrichtung ist vielfach in Wegfall gekommen, weil die Formen an
sen Seiten für den Betrieb hinderlich waren. Man hat dieselben in
em gewissen Maasse dadurch ersetzt, dass man die Formen an den
gen Seiten bis dicht an das Ende derselben vorgerückt hat.

Die Zustellung der Oefen.

Was die Zustellung der Oefen anbetrifft, so ist grundsätzlich die
egelofenzustellung anzuwenden. Sumpföfen sollten nur ausnahmsweise
i Beschickungen mit sehr hohem Zink- und Eisengehalte zur Anwendung
mmen, welche ein öfteres Ausräumen des Heerdes von Ansätzen, Ge-
hur, Gekrätz und Eisensauen erforderlich machen. Die Spurofenzustel-
ng ist von der Anwendung auszuschliessen, weil dieselbe eine weniger
llkommene Trennung der geschmolzenen Massen (im Vorheerde) gestattet
s die beiden anderen Arten der Zustellung.

Die Tiegelofenzustellung hat den grossen Vortheil, dass sie die
tze am besten von allen Zustellungsarten zusammenhält, so dass die ver-
hiedenen im Ofen befindlichen geschmolzenen Massen den für eine gute
ennung derselben von einander erforderlichen Grad der Flüssigkeit er-
lten. Besonders kann sich die Schlacke scharf vom Blei absondern.
e Schlacke lässt man entweder ununterbrochen aus dem Ofen durch
hlackenaugen und an dieselben angeschlossene Schlackenrinnen in
hlackentöpfe ausfliessen, oder man sticht dieselben in einer bestimmten
enhöhe zeitweise (alle 5—10 Minuten) durch mit Thon- oder Gestübbe-
ropfen verschlossene Augen ab, an welche gleichfalls kurze Schlacken-
nen angeschlossen sind. Durch das periodische Abstechen der Schlacke,
lches grundsätzlich auf den Bleihütten der Vereinigten Staaten von
rd-Amerika angewendet wird, hält man die Hitze am besten im Ofen
sammen und die Schlacke so dünnflüssig, dass sie mehrere Schlacken-
pfe durchlaufen kann und sich auf erhebliche Entfernungen transportiren
st, ohne zu erstarren. Bei Oefen von mittlerem Durchsetzquantum
gewöhnlich nur ein Schlackenstich vorhanden, während bei Oefen von
ossem Durchsetzquantum sowohl wie bei dem Fall erheblicher Mengen

von Schlacke zwei Abstichöffnungen vorhanden sind, aus welchen di Schlacke abwechselnd abgestochen wird. Man legt bei Oefen mit recht eckigem Horizontalquerschnitt wohl eine Oeffnung in die kurze Vorder wand, eine andere in die Hinterwand des Ofens, um einer Erkaltung de geschmolzenen Massen an der Hinterwand vorzubeugen. (Die Schlackenab stiche sind weiter unten bei den amerikanischen Oefen ersichtlich gemacht.)

Die Entfernung des Bleis aus den Schmelzöfen (Tiegel- oder Sumpföfen) geschieht entweder periodisch oder continuirlich, während die Entfernung des Bleisteins und der Speise periodisch geschieht.

Das periodische Abstechen geschieht so oft, als sich der Tiegel bzw. Sumpf mit geschmolzenen bleihaltigen Massen (Blei und Stein bzw. Speise) gefüllt haben. Man stellt dann das Gebläse ab und entlässt das Blei (event. auch den Bleistein und die Speise) durch Oeffnen des in dem unteren Theile des Tiegels bzw. Sumpfes angebrachten Stichlochs in einen unter demselben angebrachten Stechheerd. Durch die plötzliche Entfernung dieser Massen aus dem Heerde entsteht ein leerer Raum, in welchen ungeschmolzene Massen aus der Beschickungssäule hereinfallen und dadurch bei geeigneten Beschickungen Anlass zur Bildung von Ansätzen und Sauen im Heerde geben. Diese Ansatz- bzw. Sauenbildung lässt sich einigermaassen dadurch beschränken, dass man eine gewisse Menge flüssiges Blei im Tiegel bzw. Sumpfe lässt, so dass die herunterstürzenden Massen auf demselben schwimmen und sich nicht auf der Sohle festsetzen können. Ein weiterer Nachtheil des periodischen Abstechens der metallischen Massen ist der, dass dasselbe durch das Abstellen des Gebläses und die nothwendige Reinigung des Heerdes eine Verzögerung des Schmelzprozesses und eine Abkühlung des Ofens herbeigeführt.

Die continuirliche Entfernung des Bleis aus dem Tiegel bzw. Sumpf wird mit Hülfe des Princips der communicirenden Röhren bewirkt, indem man das flüssige Blei im Innern des Ofens den Schenkel einer communicirenden Röhre bilden lässt, welcher mit einem zweiten, ausserhalb des Ofens mündenden Rohr bzw. Schenkel verbunden ist. Das geschmolzene Blei wird sich in dem nach aussen gehenden Schenkel ebenso hoch zu stellen suchen wie im Ofen. Es wird sogar in Folge der Gasspannung im Ofen und in Folge des Druckes der über dem Blei befindlichen flüssigen Massen im äusseren Schenkel noch etwas höher stehen als im Innern des Ofens. Ist der Schenkel ausserhalb des Ofens niedriger als der normale Stand des Bleis im Innern des letzteren, so fliesst das Blei continuirlich aus diesem Schenkel ab. Ist der äussere Schenkel an seinem oberen Ende schüsselartig oder in der Form eines Tiegels erweitert, so kann das Blei hier direct ausgeschöpft und dann in Formen gegossen werden. Auch kann man es hier abstechen oder in einen Heerd laufen lassen, aus welchem es abgestochen wird.

Die Einrichtung der ununterbrochenen Entfernung des Bleis aus dem Ofen, auch Bleibrunnen oder automatischer Stich genannt, ist von

lausthaler Hütteningenieur Arents angegeben und von demselben zuerst vada eingeführt worden. Von hier aus hat sie sich auf die sämmt- amerikanischen Hüttenwerke und auch auf einen Theil der Hütten- Europas verbreitet.

Die Einrichtung derselben, wie sie gegenwärtig in Amerika ange- t wird, ist aus der nachstehenden Figur 226 ersichtlich. b ist der ; d ist das mit demselben verbundene Rohr. Dasselbe endigt in die sel c, aus welcher das Blei durch die Rinne a' ausfliesst. Die Vor-

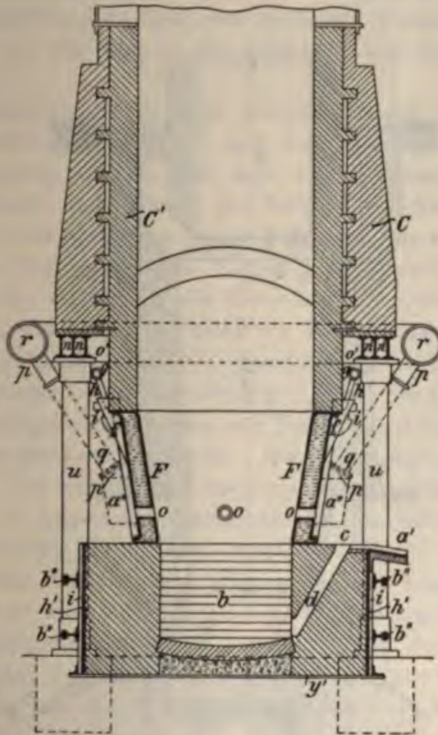


Fig. 226.

ng mit Einschluss der Schüssel bzw. des Tiegels liegt bei den kanischen Oefen neuester Construction stets in der durch Eisenplatten assten und durch Ankerstangen zusammengehaltenen Heerdwandung, nd bei den älteren Oefen die Mündung des Rohres ausserhalb der wandung lag. Das letztere ist auch bei europäischen Oefen der wie die nachstehende Darstellung des Arents'schen Stiches an dem fen zu Schemnitz (Fig. 227) darlegt. a ist das mit dem Tiegel ver- ne, innerhalb der Heerdwandung liegende Rohr; h ist der Tiegel, in en dasselbe mündet und aus welchem das Blei in den gusseisernen w fliesst.

Das Rohr bestand im Anfange aus Gusseisen und mündet
gleichfalls aus Gusseisen hergestellten, cylindrischen Behälter, w
Thon gefüttert war. Gegenwärtig wird Gusseisen für das Rohr n
angewendet, sondern dasselbe besteht aus dem Material der Heer
In den Vereinigten Staaten, wo die Heerdwandungen lediglich
festen Steinen bestehen, ist das Rohr sowohl wie die Schüssel in
ausgespart und das Rohr hat einen quadratischen Querschnitt
bis 0,101 qm Grösse. Die Stärke der Heerdwandungen nimmt
selbst grundsätzlich nicht unter 0,558 m. Bei Gestübbeheerden

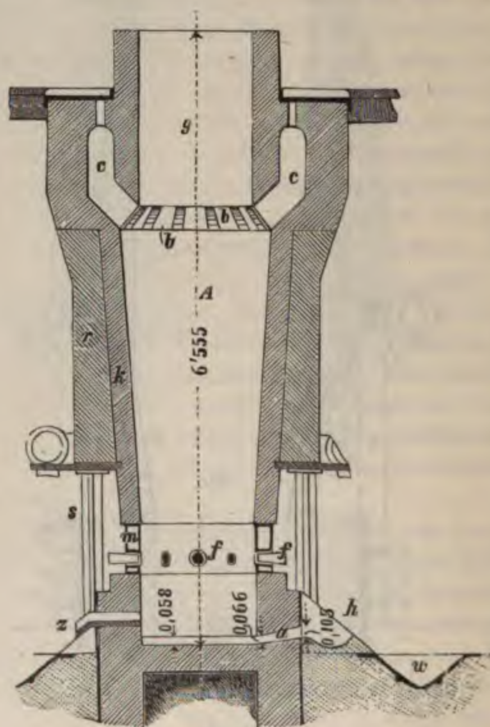


Fig. 227.

heerd wird man das Rohr beim Heerdschlagen im Gestübbe ausspa
Entleeren des Bleis aus dem Ofen bei Ausserbetriebsetzung de
kann man das Blei durch einen besonderen, nach aussen gehen
canal abstechen.

Auch beim Fall von Stein und Speise lässt sich der Arents'
anwenden. Die gedachten Körper sticht man bei periodischem
der Schlacke (wie es in Amerika allgemein der Fall ist) gemei
mit der Schlacke in Schlackentöpfe ab und lässt sich in denselb
schiedenen Körper nach ihren specifischen Gewichten von einande

Bei nicht periodischem Abstechen der Schlacke lässt man den Stein durch besondere Stichlöcher unterhalb der Schlackenaugen ab.

Der Arents'sche Stich ist nicht anwendbar bei einem zu hohen Kupfergehalte der Beschickung. In diesem Falle entsteht eine schwer schmelzbare Kupferbleilegirung, welche sich auf dem Boden des Heerdes festsetzt und eine Verstopfung des Rohres, durch welches das Blei austritt, herbeiführt. Man kann dem letzteren Uebelstande bis zu einem gewissen Grade dadurch abhelfen, dass man hinreichend Schwefel in der Beschickung lässt, um mit dem Kupfer einen Stein zu bilden. Sobald der Kupfergehalt desselben aber über eine bestimmte Grenze (10—12 %) hinausgeht, lässt sich die Bildung der gedachten Legirung nicht mehr vermeiden.

Die Vortheile des Arents'schen Stiches sind die, dass bei dem continuirlichen Austritt des Bleis aus dem Ofen die ungesunde Arbeit des Abstechens desselben wegfällt, dass stets eine bestimmte Menge flüssigen Bleis im Ofen bleibt und dadurch die Bildung von Ansätzen und Eisensauen auf der Sohle desselben verhindert wird, dass das Reinigen des Heerdes und das Durchblasen des Windes durch denselben wegfällt.

Diese Art der Entfernung des Bleis aus dem Ofen ist daher grundsätzlich überall anzuwenden, wo nicht die Befürchtung einer Verstopfung des nach aussen mündenden Rohres dieselbe unausführbar macht.

Bei den neueren Oefen sind diejenigen Theile der Ofenwände, welche die Schmelzzone umgeben, aus hohlen, mit Wasser gekühlten Eisenwänden, den sogen. water-jackets hergestellt. Die ganze Ofenwandung nennt man „Wassermantel". Der letztere kann aus Gusseisen, Gussstahl oder Schmiedeeisen bestehen. Im Allgemeinen bevorzugt man das Schmiedeeisen (Kesselblech) wegen grösserer Haltbarkeit. Auch Gussstahl[1]) soll sich (auf den Hanauer works bei Saltlake City, Uhta) sehr gut bewährt haben. Der Wassermantel findet sowohl bei Oefen mit kreisförmigem als auch bei Oefen mit oblongem Horizontalquerschnitt Anwendung. In dem ersten Falle besteht er aus hohlen Segmenten, in dem letzteren Falle aus parallelelpipedischen Kasten, welche durch Schrauben mit einander verbunden werden. In den Segmenten bzw. Kästen sind Büchsen angebracht, in welche der Wind eingeleitet wird.

Bei den Oefen mit kreisförmigem Horizontalquerschnitt steht der Wassermantel gewöhnlich senkrecht, während er bei den Oefen mit rechteckigem Querschnitt und Rast geneigt ist. Den geneigten Wassermantel wendet man in den Vereinigten Staaten von Nord-Amerika grundsätzlich bei allen neueren Oefen mit rechteckigem Horizontalquerschnitt an. Bei Verwendung von Gusseisen ist er dem Rastwinkel entsprechend gebrochen, während er bei Verwendung von Schmiedeeisen ungebrochen, aber dem Rastwinkel entsprechend geneigt ist.

---

[1]) Trans. A. I. M. E. XVII p. 131.

Die Einrichtung eines Ofens mit gebrochenem Wassermantel Gusseisen ist aus den Figuren 228, 229 und 230, die Einrichtung ei Ofens mit Wassermantel aus Schmiedeeisen aus den Figuren 231, 232 233 ersichtlich[1]).

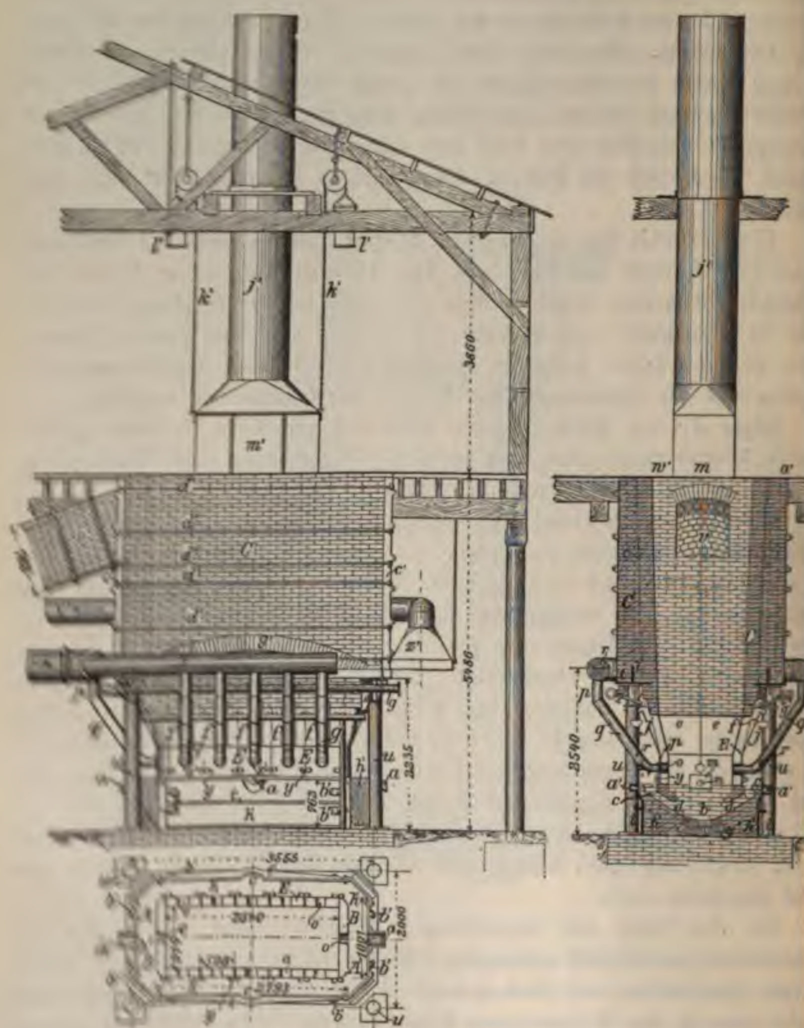


Fig. 228, 229 und 230.

In den erstgedachten Figuren ist E der aus einer Reihe von Gu eisen-Kästen hergestellte Wassermantel. Die lichte Weite der Kästen 0,152 m; die Eisenstärke derselben beträgt gegen 0,0127 m.

1) Hofman. Metallurgy of Lead.

Die einzelnen Kästen sind in der Nähe ihres oberen und unteren Endes durch in angegossenen Lappen y befindliche Schrauben und Bolzen aneinander befestigt. Das Kühlwasser fliesst durch das Rohr g in das einzelne Rohr h und aus dem letzteren durch die aus Gusseisen hergestellten Füttervorrichtungen (feeder) f, welche an die Aussenwand der Kästen angeschraubt sind, in die Kästen. Dasselbe sinkt allmählich nach unten und veranlasst das erwärmte Wasser durch in den um den Ofen laufenden Trog j zu fliessen, aus welchem letzteren es durch ein Rohr abfliesst. Durch die Büchsen o wird der Wind in den Ofen geleitet. Die zeitweise Entfernung von Schlamm aus den Kästen geschieht durch am unteren Ende derselben (auf der Zeichnung nicht sichtbare) angebrachte Oeffnungen, welche durch eine angeschraubte Eisenplatte verschlossen gehalten werden. Das Stichloch für die Schlacke bildet eine gleichfalls durch Wasser gekühlte Büchse in dem Kasten n. Der ganze Wassermantel steht auf den oberen Enden der Heerdwände. Die Höhe des Wassermantels beträgt im Mittel 1 m.

Das Mittel der Windbüchsen liegt 0,254 m über dem Boden des Wassermantels. 0,254 m über diesem Mittel beginnt die Brechung (bzw. der Rastwinkel) des Mantels.

Die Fig. 231, 232 und 233 zeigen einen Ofen mit Wassermantel aus Schmiedeeisen. F ist der Wassermantel. o sind die Windbüchsen; f sind die Vorrichtungen zum Einlassen des Wassers (feeders), welche an die einzelnen Kästen angeschraubt sind; i sind die Rinnen, durch welche das erwärmte Wasser ausfliesst. Die Zahl der den Wassermantel zusammensetzenden Kästen beträgt 4, an jeder Seite des Ofens je einen.

n ist der Wasserkasten für das Schlackenabstichrohr m. Dasselbe erweitert sich von 0,063 m auf 0,126 m.

Der Wasserverbrauch zur Kühlung des Wassermantels bei einem amerikanischen Ofen von 0,914 m × 1,06 m in der Formebene, welcher eine kalkhaltige Schlacke erzeugt, beträgt im Durchschnitt 11 Gallonen (50 Liter) Wasser pro Minute.

Die Oefen mit kreisrundem Horizontalquerschnitt besitzen sowohl gusseiserne als auch schmiedeeiserne Wassermäntel. In den Vereinigten Staaten wendet man bei solchen Oefen grundsätzlich schmiedeeiserne Mäntel an. Die Zahl der Segmente geht bis 12. Das kalte Wasser tritt durch Röhren im tiefsten Theile des Segmentes ein, während das heisse Wasser im oberen Theile desselben durch besondere Röhren abfliesst. Der Wassermantel der älteren Pilzöfen in Freiberg besteht aus 8 Segmenten, der neueren aus 12 Segmenten aus Eisenblech. Die Höhe derselben beträgt $^1/_2$ m, die Weite des Innenraumes 200 mm. Die Einrichtung des Freiberger Ofens mit einem aus 8 solcher Segmente bestehenden Wassermantel ist aus den Figuren 234, 235 und 236 ersichtlich.

Die Wasserkühlung ist grundsätzlich anzuwenden, sobald die erforderliche Menge von reinem Wasser zu Gebote steht.

Die Windpressung schwankt je nach der Art der Beschickung der Grösse der Oefen zwischen 15 und 63 mm Quecksilbersäule.

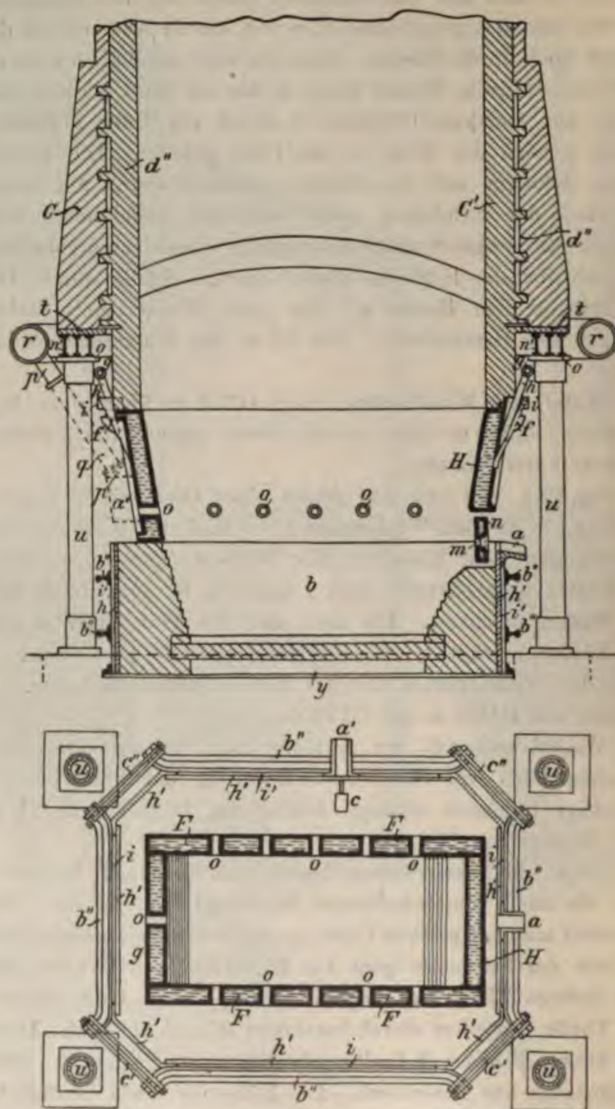


Fig. 231 und 232.

Durchmesser der Windausströmungsöffnung (Formrüssel) nimmt man zwis 5 und 9 cm. In Amerika nimmt man denselben durchschnittlich zu 7,

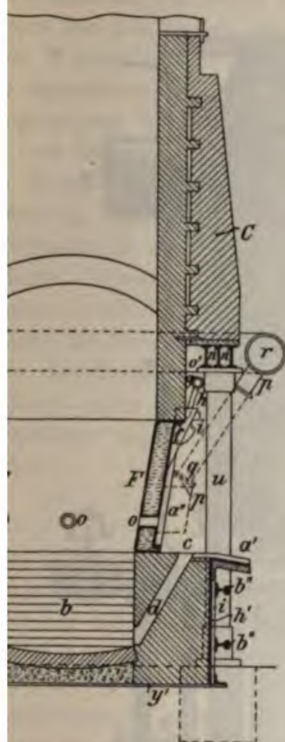


Fig. 233.

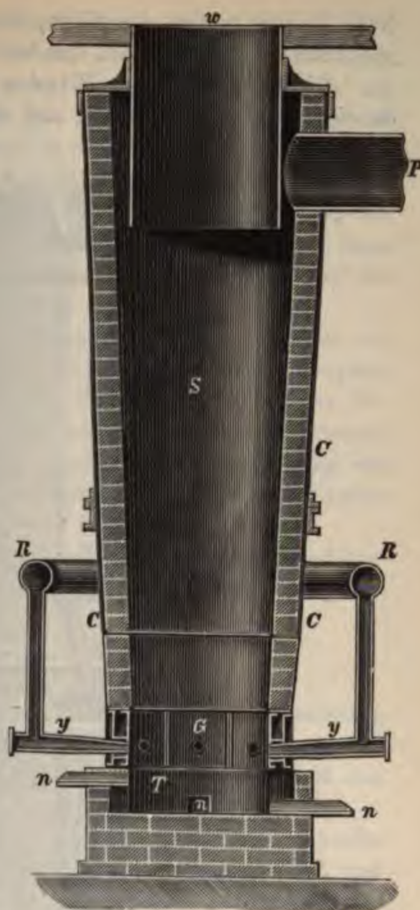


Fig. 234.



Fig. 235.

Nach Hahn[1]) genügt eine Form, deren Oeffnung diese Grösse besitzt
je 0,1858 qm (2 amerikan. Quadratfuss) der Formebene.

Die Erzeugung des Windes geschieht grundsätzlich durch Blo
da diese Vorrichtungen billig und einfach sind und Wind von hinrei

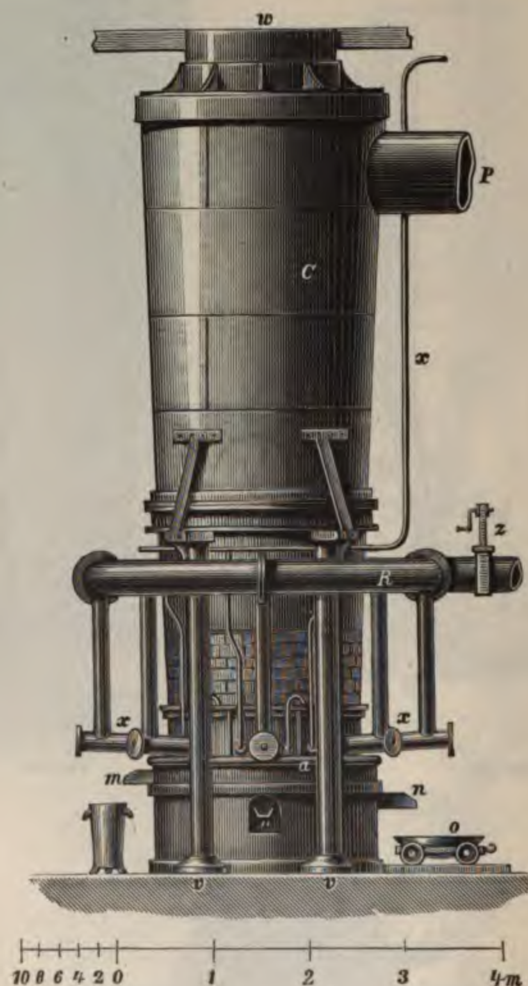


Fig. 236.

der Pressung liefern. In Europa wendet man nur Root blower an, wäh
in Amerika und Australien hauptsächlich Baker blower in Anwen
stehen. Indessen haben in der letzten Zeit auch die Root blower in
Vereinigten Staaten Anwendung gefunden.

[1]) „Mineral Resources of the United States" 1882 p. 336.

Den Wind leitet man entweder durch Düsen in den Ofen bzw. in Formbüchsen, oder man bringt auch bei den Waterjacketöfen Windsten an, welche einerseits mit den einzelnen jackets, andererseits mit n Windleitungsrohren verbunden sind. Aus diesen Windkästen strömt der ind ohne Vermittelung von Düsen direct in die Formbüchsen. Diese Einhtung, welche aus den Figuren 231 und 232 ersichtlich ist, gewährt den rtheil, dass Windverluste nicht eintreten. Der Windkasten hat an der nterseite 2 verschliessbare Oeffnungen. Durch die obere derselben kann n mit Gezähstücken in die Formbüchsen gelangen, während durch die tere Wind und Ofengase abgelassen werden können.

Heisser Wind bringt beim Bleierzschmelzen nicht die Vortheile wie i der Gewinnung des Roheisens, da bei diesem Prozess hohe Temperaren nicht erforderlich sind. Einer durch die Anwendung heisser Geiseluft erzielten Ersparniss an Brennstoff steht die durch die erzeugte he Temperatur bewirkte Verflüchtigung von Blei und die Bildung von sensauen durch die Reduction von Eisen gegenüber. Desshalb wird heisse bläseluft bei den Bleihüttenprozessen nicht angewendet.

Nachstehend sollen nun die verschiedenen, nach den vorstehend darlegten Grundsätzen eingerichteten Oefen durch eine Reihe von Beispielen läutert werden.

Aeltere Oefen.

Die älteren Oefen mit säulenförmiger Satzführung sind gegenwärtig llgemein durch grosse Oefen mit horizontaler Begichtung verdrängt worden nd besitzen daher nur noch historischen Werth. Sie sollen desshalb nur urz erwähnt werden.

Die Krummöfen stellten niedrige, von der Hüttensohle aus beschickte Oefen mit quadratischem oder trapezförmigem Horizontalquerschnitt und iner oder zwei Formen in der Hinterwand dar. Die Satzführung war äulenförmig. Der Betrieb wurde mit heller Gicht geführt und war mit inem hohen Brennstoffaufwande, hohen Arbeitslöhnen und grossen Metallerlusten verbunden.

Von den älteren Halbhochöfen seien der ältere Unterharzer Ofen, er Vogl'sche Ofen in der Wellner'schen Modification und der Stolberger fen erwähnt.

Der ältere Unterharzer Ofen, welchen die Figuren 237 und 238 rstellen, ist ein zweiförmiger Sumpfofen mit trapezförmigem Horizontalerschnitt. Der innere Ofenraum verengert sich in Folge der Neigung der interwand nach oben. A ist der Ofenschacht, F der Sumpf, D das Formwölbe, B die Aufgabeöffnung, E das Rauhgemäuer, M ein Rauchmantel m Abführen der Dämpfe, H der Stechheerd, K die Schlackentrift, G der rheerd. Am unteren Ende der inneren Vorwand befindet sich der sogen. inkstuhl". Der letztere besteht aus einer horizontalen, senkrecht zur Vornd stehenden Schieferplatte, an welche eine senkrecht auf derselben

stehende Schieferplatte angeschlossen ist. Auf die horizontale Schiefer
wurde Holzkohlenklein aufgefüllt, in welchem reducirtes Zink und ein

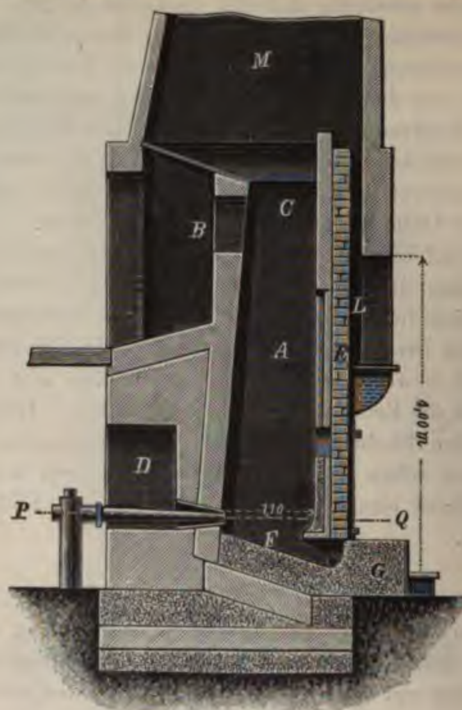


Fig. 237.

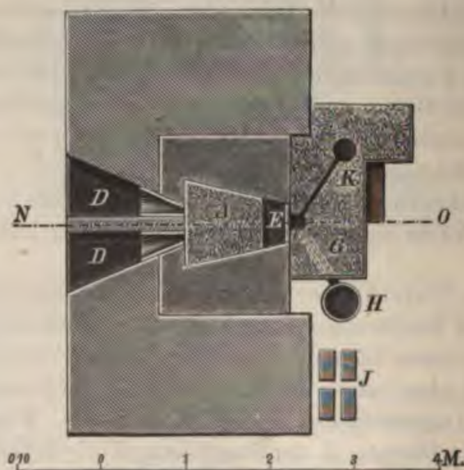


Fig. 238.

Blei aufgefangen wurden. Diese Metalle flossen durch eine in der Vor
angebrachte Rinne in einen kleinen Sumpf ausserhalb des Ofens. Als

beim Ofenbetriebe die Holzkohlen durch Koks ersetzte, fand eine Condensation von Zink im Zinkstuhl wegen der hohen Temperatur und der vermehrten Bildung von Kohlensäure, welche letztere oxydirend auf das Zink einwirkt, nicht mehr statt. Beschickung und Brennstoff wurden in verticalen Säulen (die Beschickung an die Rückenwand, der Brennstoff an die Vorwand) gesetzt. Die Windpressung betrug 25 mm Quecksilber. Zur Verflüchtigung des in grossen Mengen in der Beschickung enthaltenen Zinks wurde mit heller Gicht gearbeitet. Das Durchsetzquantum in diesen Oefen



Fig. 239.



Fig. 240.

betrug 7250 kg Erz oder 11000 kg Beschickung. Die Campagnen dauerten nur 10 bis 12 Tage, weil sich in dieser Zeit der Ofen durch zinkische Ansätze so verengert hatte, dass ein regelmässiger Betrieb nicht mehr möglich war.

Diese Oefen sind durch die Seite 373 beschriebenen Rundöfen verdrängt worden.

Der Vogl'sche Ofen in der Wellner'schen Modification, wie er früher in Freiberg angewendet wurde, ist aus den Figuren 239 und 240

ersichtlich. Durch Wellner ist dieser Ofen in seinem oberen Theile mit einem gemauerten Scheider b versehen worden, um ein gleichmässiges Herabgehen der in Säulen gesetzten Beschickung und des Brennstoffs zu erzielen. k, l, m sind Abzugscanäle für die Feuchtigkeit. h ist eine Schlackensohle, g eine Lehmsohle und e die Gestübbesohle, in welche der Ofensumpf eingeschnitten ist. n ist die Schlackentrift. i i sind die senkrecht stehenden Ulmen des Ofens. p ist die in ihrem unteren Theile der Erweiterung des Ofenraums entsprechend geneigte Vorwand. o ist die Brustmauer. q ist die Brandmauer, r das Formgewölbe; d sind die Gichtöffnungen, ff die Formen.

Dieser Ofen ist durch den Seite 370 bzw. 363 beschriebenen Pilz-Ofen verdrängt worden.

Der Stolberger Ofen, wie er früher in Freiberg in Anwendung stand, ist aus den Figuren 241, 242 und 243 ersichtlich. Derselbe ist ein Sumpfofen mit trapezförmigem Horizontalquerschnitt und Verjüngung desselben nach dem Gestelle hin. k ist der Kernschacht, r das Rauhgemäuer, S der Sumpf, H der Vorheerd. MM sind zwei aus Gestübbe hergestellte Stechheerde. N sind die in der Hinterwand befindlichen Formen; Z ist die Aufgabeöffnung; W sind sog. „Abzüchte", d. i. Canäle zur Abführung der Feuchtigkeit. Auch diese Oefen sind in Freiberg durch die Pilzöfen verdrängt worden.

Neuere Oefen.

Die neueren Oefen haben kreisförmigen oder rechteckigen Horizontalquerschnitt. Bei beabsichtigter hoher Production wird man den Oefen mit rechteckigem Horizontalquerschnitt den Vorzug vor den Ofen mit kreisförmigem Horizontalquerschnitt geben.

Von den Oefen mit kreisförmigem Horizontalquerschnitt seien erwähnt der Freiberger Ofen (Pilzofen), der Ofen in Przibram und der neuere Unterharzer Ofen, von den Oefen mit rechteckigem Horizontalquerschnitt der Raschette-Ofen und die neueren amerikanischen Oefen.

Der Freiberger Ofen (Pilzofen) mit 8 Formen ist bereits in den Fig. 234, 235 und 236 dargestellt worden. In denselben ist S der Schacht, C der den Kernschacht umgebende Mantel aus Schmiedeeisen; v sind Säulen aus Gusseisen, welche den Eisenmantel und den grössten Theil des Mauerwerks tragen. G ist das Gestell, T der Tiegel, dessen Wände aus feuerfesten Steinen bestehen; n sind Rinnen zum Ablassen des aus dem Tiegel abgestochenen Steins bzw. Bleis in darunter gefahrene Gefässe o. mm sind Schlackenrinnen, durch welche die Schlacke abwechselnd abgelassen wird. Das Gestell steht frei und besitzt als Wandung einen Wassermantel. Der letztere besteht aus 8 in Form von Kreissegmenten zusammengenieteten Kühlkästen von je 20 cm Weite und 50 cm Höhe. Die Düsen y liegen in Rohrstutzen, welche durch die Wände der Kühlkästen hindurchgeführt sind. w ist ein in die Gicht eingehängter Blechcylinder, welcher

im Ofen aufsteigenden Gase veranlasst, in das Gasabführungsrohr p zu en. Der ganze Schacht hat 8 m Höhe, 1,95 m Durchmesser an der

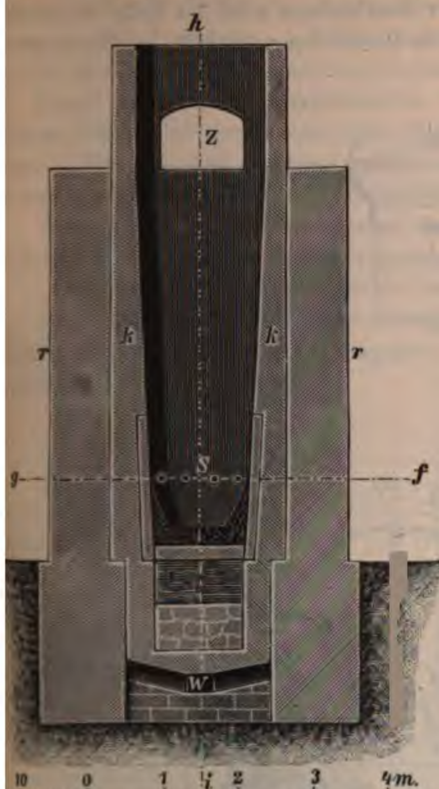


Fig. 241.



Fig. 242.



Fig. 243.

Gicht und 1,5 m Durchmesser in der Formebene. Die neueren Oefen besitzen anstatt 8 Formen deren 12. Die Höhe derselben von der Hüttensohle bis zur Gicht beträgt 5,2 bis 8,5 m, der Durchmesser an den Formen

1,5, an der Gicht 2 m. In denselben werden in 24 Stunden bei 2
Quecksilbersäule Windpressung 30 bis 35 t Erz und eine gleiche M
Schlacken durchgesetzt. Auf 15 t Beschickung wird 1 t Koks verbra
d. i. 22% vom Erzgewicht. Die Beschickung enthält im Durchsc
20—30% Blei und 10% Zink.

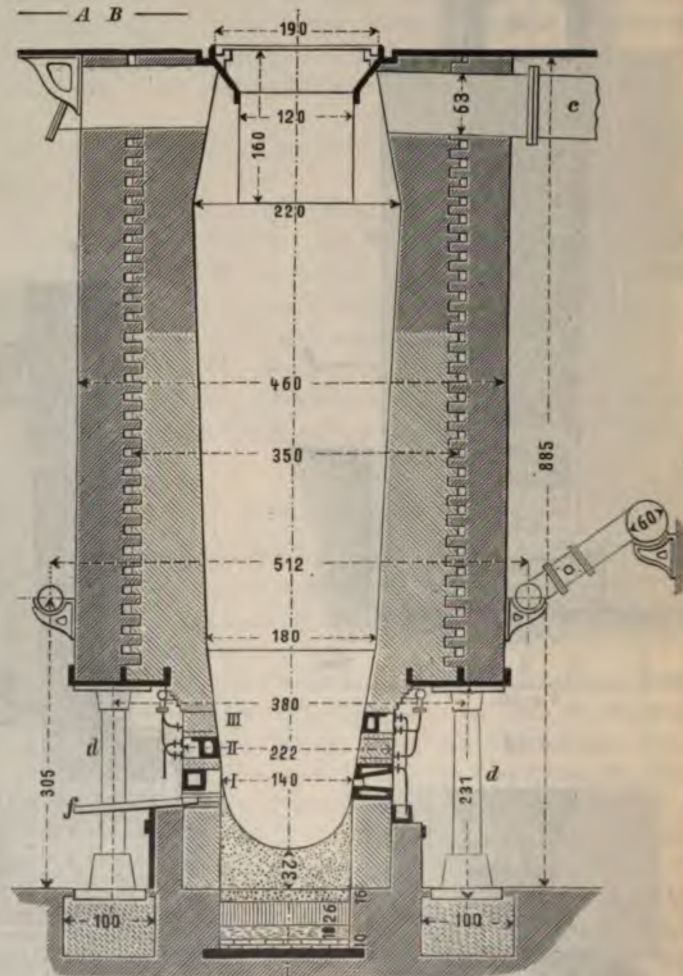


Fig. 244.

Der von dem verstorbenen Freiberger Hüttenbeamten (Bergrath)
construirte und nach ihm benannte Ofen ist das Muster für die Bl
schmelzöfen auf dem Continent geworden.

Der in den Figuren 244 und 245 dargestellte Ofen zu Przibra
Böhmen besitzt ein den Kernschacht umgebendes Rauhgemäuer, 8 Fo

und drei übereinanderliegende Reihen von gusseisernen Kühlkästen zur Kühlung des Gestelles; die Entfernung des Bleis aus dem Ofen geschieht continuirlich mit Hülfe des Arents'schen Stiches. f ist die Schlackenrinne; d sind Tragsäulen, b Düsenständer (für zwei Düsen, welche nicht wie die übrigen Düsen auf an den Tragsäulen befestigten Consolen ruhen). Der Tiegel ist in einer Gestübbesohle hergestellt. Das Fundament des inneren Ofens wird durch eine starke Eisenplatte gebildet. In einem derartigen Ofen von 8,85 m Gesammthöhe und 1,40 m Durchmesser in der Formebene werden bei einer Windpressung von 40 mm Quecksilbersäule (bei 60 mm Durchmesser von jeder der 8 Düsen) in 24 Stunden *31* t Erzbeschickung bzw. *22* t Erz durchgesetzt. Auf 100 t Erz wurden 16,39 t Koks und 56,13 Hectoliter Holzkohle verbraucht.

Der neuere Unterharzer Ofen zum Verschmelzen schwerspathhaltiger Bleierze von hohem Zinkgehalt ist in den Figuren 246 bis 251 dargestellt.



Fig. 245.

Derselbe ist als Sumpfofen mit Gestübbesohle zugestellt (wegen des hohen Zinkgehaltes der Beschickung), hat 5 Formen, ist von der Hüttensohle bis zur Gicht 6 m, von der Formebene bis zur Gicht 5,64 m hoch. Die Formebene liegt 0,36 m über der Hüttensohle. Der Ofen hat über den Formen eine Ausbauchung, um einer allzugrossen Verengerung des Ofenschachtes durch Ansatz von zinkhaltigem Ofenbruch vorzubeugen. Der Durchmesser desselben beträgt auf der Sohle 0,50 m, in der Formebene 1 m, 1 m über der Formebene 1,25 m und an der Gicht wieder 1 m.

Die Verengerung des Ofens nach der Gicht zu hat den Zweck, die Zinkdämpfe, deren Entstehung unvermeidlich ist, möglichst schnell aus dem Ofen abzuführen und dadurch die Bildung von Ofengalmei im oberen Theile des Ofens nach Möglichkeit zu beschränken. Die Abführung der

Gase geschieht durch ein in die Gicht eingehängtes Rohr. pressung beträgt 30—35 mm Quecksilbersäule. Eine Kühlung d ist nicht vorhanden. Die Wasserformen, welche 3° Ansteigen

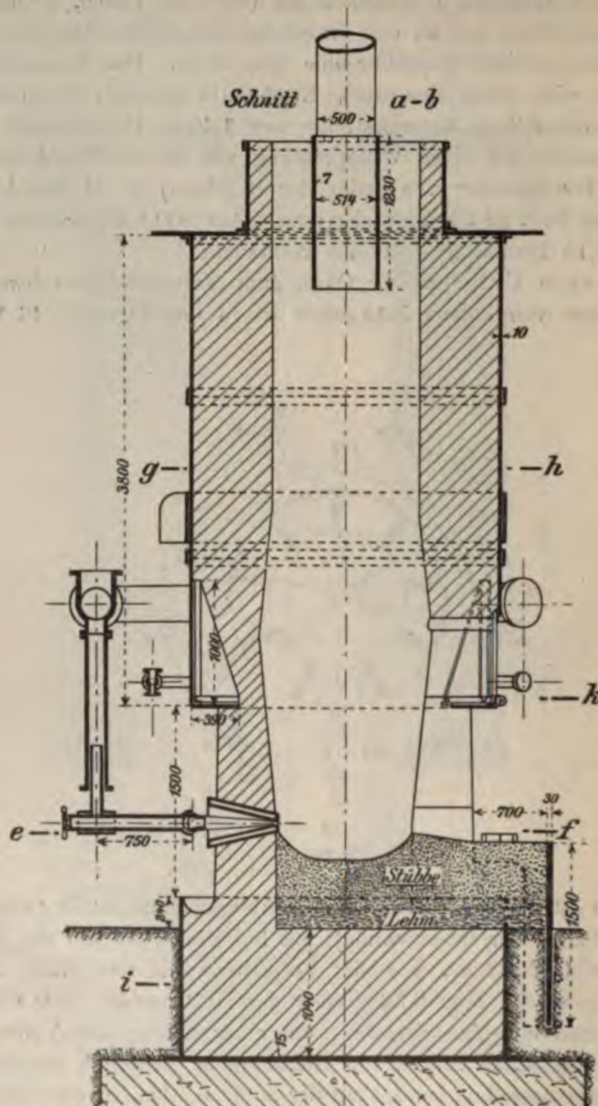


Fig. 246.

Rüsseldurchmesser besitzen, sind sog. Spritzformen. In einem Ofen werden in 24 Stunden $8^1/_2$ bis 10 t Erz bei 20% Kok durchgesetzt.

Von den Oefen mit rechteckigem Horizontalquerschnitt ist als der älteste der Raschette-Ofen, nach seinem Erfinder Raschette be-

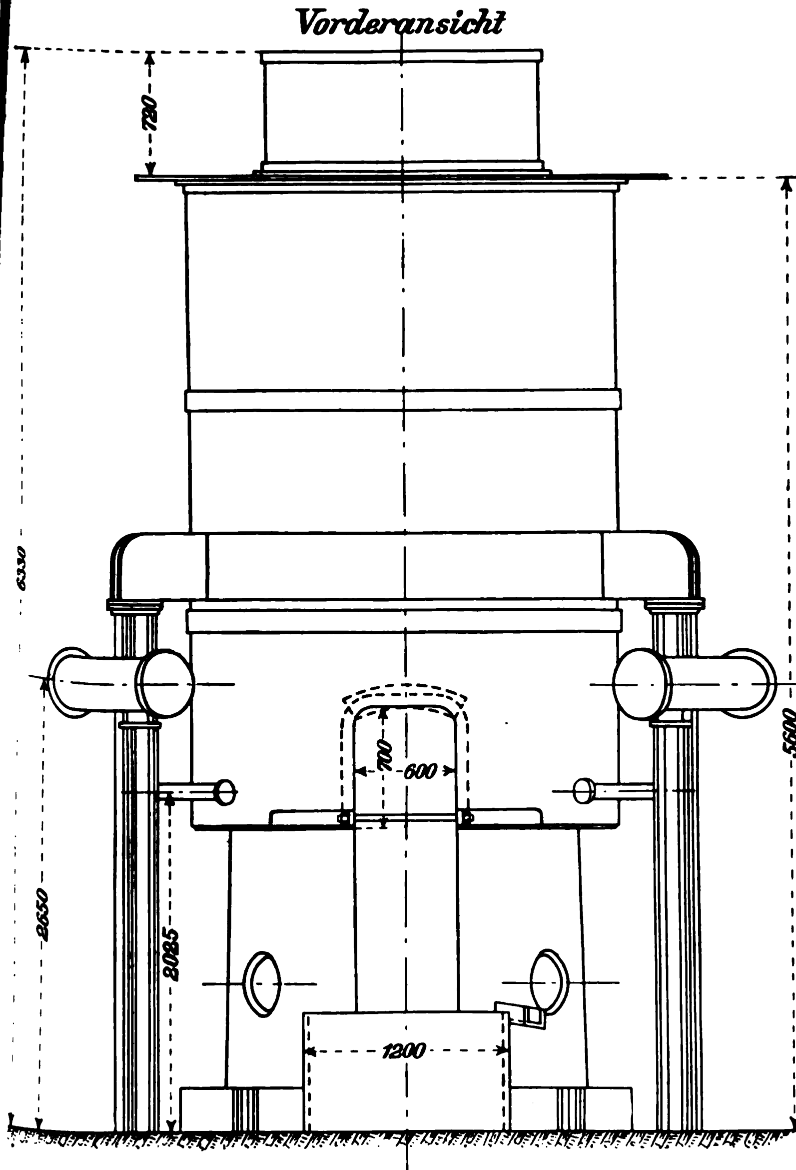


Fig. 247.

nannt, anzuführen. Derselbe hat 2 senkrecht stehende kurze und 2 geneigte lange Seitenwände sowie 2 Sammelbehälter für die geschmolzenen Massen an

den kurzen Seitenwänden. Die Zustellung ist gewöhnlich als Sumpf
Gestübbesohle, so dass er also 2 Sümpfe besitzt, welche sich in d
der Ofensohle zu einem Sattel vereinigen. Die Formen liegen

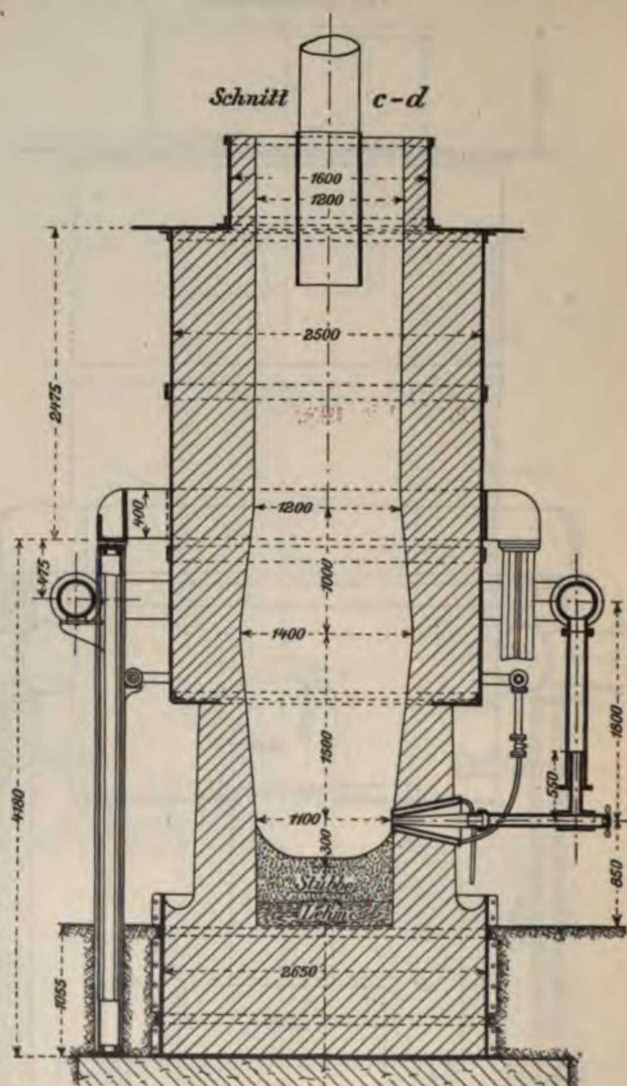


Fig. 248.

ständig gewöhnlich zu je 5 an den beiden langen Seiten; manch
besitzen auch an den beiden kurzen Seiten je eine Form. Man
Formen an den langen Seiten des Ofens sowohl parallel den Satte
der Sohle als auch in eine horizontale Ebene.

Die Einrichtung eines der ältesten Raschetteöfen, zu Altenauer Hütte im Oberharz, ist aus den Figuren 252 und 253 ersichtlich.

e e sind die beiden Sümpfe, v v die beiden Vorwände; h h sind Canäle, welche die an den Arbeitsseiten des Ofens austretenden Bleidämpfe

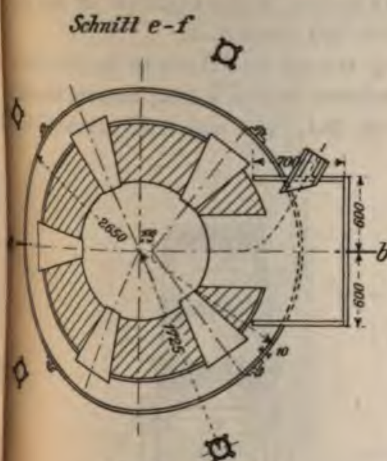


Fig. 249.

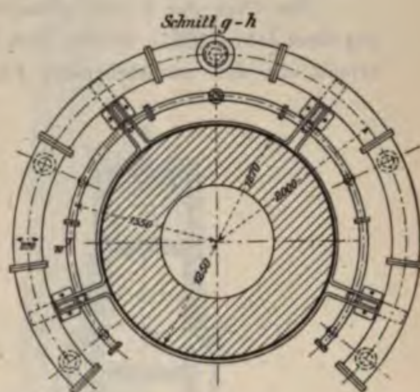


Fig. 250.

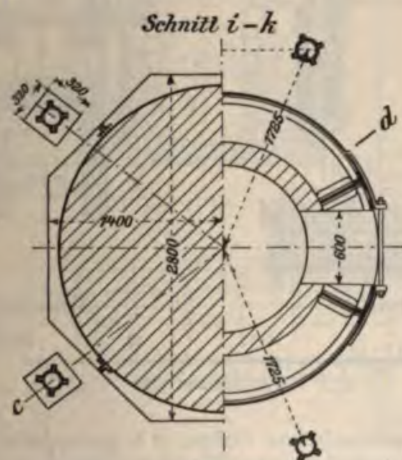


Fig. 251.

in die Flugstaubcanäle b abführen; c sind die Formen; a ist die Gichtöffnung.

Die Höhe des Ofens beträgt vom Sohlstein bis zum Formmittel 0,82 m, vom Formmittel bis zur Gicht 5,07 m. Die Formebene ist 0,98 × 2 qm, der Horizontalquerschnitt an der Gicht 1,36 × 2,10 qm gross. Die Windpressung beträgt 18 bis 24 mm Quecksilbersäule. Der Formrüssel der 10 Formen hat 5 cm Durchmesser i. L. Die Formen liegen gegen-

wärtig nicht mehr in einer geneigten Ebene, wie auf der Zeichnung, sc in einer Horizontalebene. In 24 Stunden werden 10 t geröstetes I durchgesetzt.

Der Koksverbrauch beträgt 32% vom Erzgewicht.

Die Einrichtung der amerikanischen Schmelzöfen ist au schon früher gegebenen Figuren 228 bis 233 ersichtlich.

Der Ofen der Globe Smelting works bei Denver in Colo aus dem Jahre 1891, welche vom Verfasser im Jahre 1892 besucht wu erhellt aus den nachstehenden Figuren 254, 255 und 256. Derselb

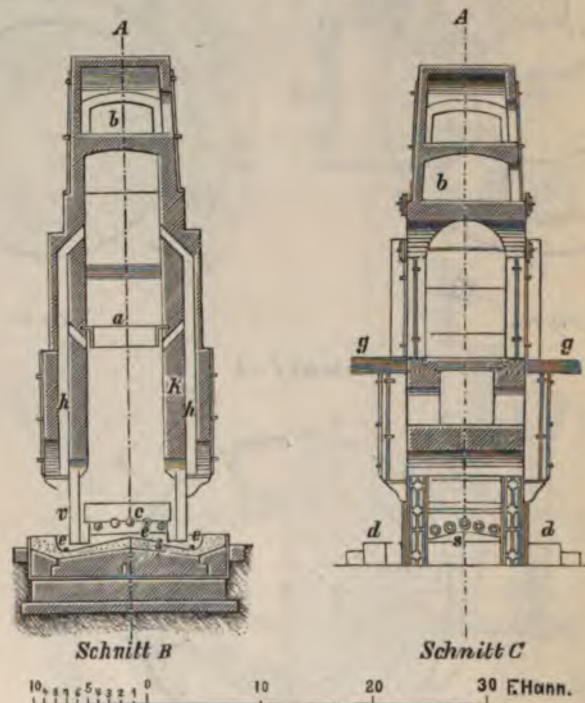


Fig. 252 und 253.

wie alle neueren amerikanischen Oefen, mit water-jacket in der Sch zone und mit Arents'schem Stich versehen. Ausser dem Kernschach sitzt er ein nach unten zu verstärktes Rauhgemäuer r, welches durch eiserne Säulen getragen wird. Durch die Verstärkung des Rauhgem nach unten soll man erheblich an Brennstoff gespart haben. Es w daher gegenwärtig alle amerikanischen Oefen mit nach unten verstä Rauhgemäuer gebaut. w ist der Wassermantel, h der Heerd, Arents'sche Stich mit der schalenförmigen Erweiterung e. l sind die La mit deren Hülfe die benachbarten Wasserkästen m (Fig. 255) aneins geschraubt werden. f sind die Formbüchsen. h ist das Windleitung

Düsenrohr. y ist das Rohr für die Zuleitung des Kühlwassers; i die Wasserleitungsrohre für die einzelnen Wasserkästen. u ist das iem Wasserkasten v angebrachte Stichloch für die Schlacke. r^1 sind

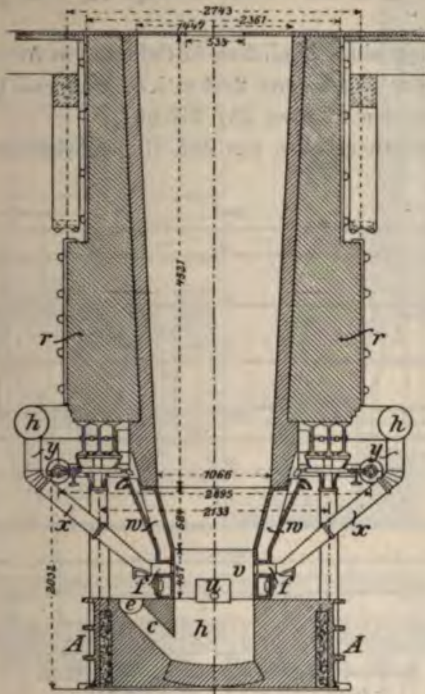


Fig. 254.

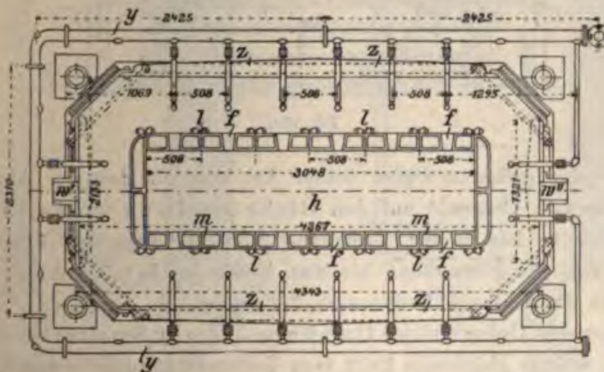


Fig. 255.

igungsöffnungen in den Wasserkästen. w^0 und w^1 sind die Schlacken-n. o sind die Ankerstangen für das Schachtmauerwerk. A sind die Heerd umgebenden Gusseisenplatten.

Die Höhe des Ofens von der Formebene bis zur Gichtöffnung bet 4,520 m, die Höhe des Wassermantels 1,04, die Höhe des Tiegels 0,8 die Länge des Ofens in der Formebene 3,048 m, die Breite in der Fo ebene 0,76 m. Die Zahl der Formen beträgt 12, 6 an jeder langen S des Ofens.

Die Einrichtung eines ähnlichen in Colorado in Anwendung stehen Ofens, welcher in der Formebene 2,54 m i.L. lang und 0,914 m i. L. b ist, ergiebt sich aus den Figuren 257 bis 261.

Die Abmessungen erhellen aus den eingeschriebenen Zahlen.

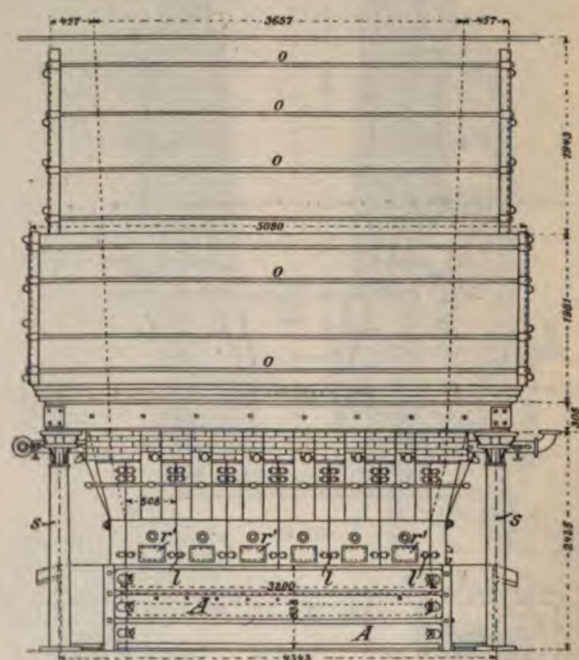


Fig. 256.

Einer der grössten Oefen dieser Art war zur Zeit der Anwesenh des Verfassers in Colorado auf den Globe smelting works im Bau griffen. Derselbe hat in der Formebene 3,556 m Länge und 1,06 m Bre Die Höhe von der Formebene bis zur Gicht beträgt 5,486 m. An je langen Seite des Ofens befinden sich 7 Formen.

Die neueren Oefen auf den Omaha and Grant Smelters bei Den (Colorado), welche gleichfalls 1892 vom Verfasser besucht wurden, besit 3,657 m Höhe von der Formebene bis zur Gicht, 0,254 vom Formmittel zum Boden des Wassermantels, 0,76 m Höhe des Heerdes. Die Länge Formebene beträgt 2,54 m, die Breite 0,832 m. Die Seiten des Rechte vergrössern sich von der Rast bis zur Gicht um je 0,101 m. Der He

Seiten Ansicht u. Verticalschnitt.

Fig. 257.

Fig. 258.

Fig. 259.

[illegible]

[illegible] Der Wassermantel besteht aus 14 [illegible]

[illegible] 20 %, Eisen und 15 % [illegible] vom Eisengewicht.

Der Betrieb beim [illegible] schmelzen.

Der [illegible] der Natur der Erze, der [illegible] Brennstoffe und der [illegible] Grösse der Oefen. [illegible] Gicht zu führen.

Die Grösse der [illegible] sich nach der Natur von [illegible] Brennstoff und der Grö[illegible] Oefen. So beträgt beispi[illegible] der Satz bei dem oben b[illegible] benen Pilzofen auf der M[illegible] Hütte bei Freiberg 495 [illegible] schickung auf 20 kg Koks.

Beschickung, Brenn[illegible] und Windpressung (bei [illegible] Formweite) sind so einzu[illegible] dass die Schlacke nicht üb[illegible] Blei enthält. Nur ausnahm[illegible] (Freiberg) erzeugt man abe[illegible] (bei sehr rasch geführtem Be[illegible]) Schlacken, welche wegen [illegible] hohen Blei- und Silbergehalt[illegible] absetzbar sind und deshalb [illegible] einem besonderen Schlackenschmelzen mit schwefelhaltigen und [illegible]haltigen Zuschlägen unterworfen werden müssen.

Wenn mit dem Blei gleichzeitig auch Bleistein fällt, hält die S[illegible] [illegible] Bleistein mechanisch eingeschlossen zurück. Dieser Ueb[illegible]

Fig. 390.

Fig. 391.

ßt sich durch Anwendung von Schlackentöpfen, in welchen eine Scheidung des Bleisteins von der Schlacke erzielt wird, vermeiden. Derartige Schlackentöpfe stehen in den Vereinigten Staaten von Nord-Amerika in Anwendung und sind wegen der mit ihnen erzielten Erfolge zur allgemeinen Einführung zu empfehlen.

Die Einrichtung derselben erhellt aus den Figuren 262, 263 und 264. Der aus Gusseisen hergestellte, fahrbare Schlackentopf hat in einiger Entfernung (8,8 cm) über dem Boden ein Stichloch, welches durch einen Ring verstärkt ist. Der letztere endigt in eine bis zum Rande des Schlackentopfes hinaufgehende Verstärkungsrippe. Die Höhe des Stichlochs hängt von der Menge des Steins ab, welcher sich auf dem Boden des Topfes ansammelt.

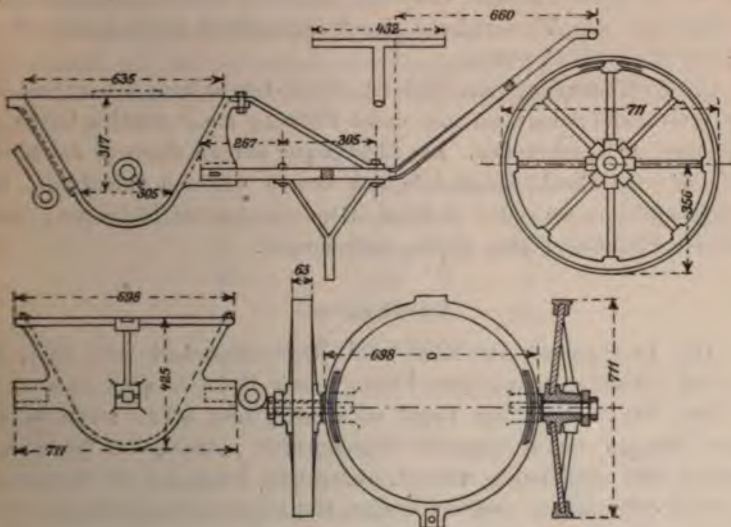


Fig. 262, 263 und 264.

In diesem Schlackentopf lässt man sich den Stein aus der Schlacke zu Boden setzen. Hierbei erstarrt die Schlacke äusserlich zu einer dünnen Schaale, während der innere Theil derselben flüssig bleibt. Der erstarrte Theil der Schlacke hält noch Stein zurück, während der flüssig gebliebene Theil derselben frei von Stein und daher absetzbar ist.

Nach Ablauf einer kurzen Zeit, sobald sich der Stein zu Boden gesetzt hat, sticht man den flüssig gebliebenen Theil der Schlacke mit Hülfe einer Stange aus Stahl ab. In dem Topfe bleibt der Steinkönig und die erstarrte Schlacke zurück. Die abgestochene Schlacke wird abgesetzt, während die erstarrte Schlacke (shell) zur Ausgewinnung der in ihr enthaltenen Metalle (Pb, Cu, Ag) einem besonderen Schlackenschmelzen zusammen mit Stein unterworfen wird. Beispielsweise enthielt zur Zeit der

Anwesenheit des Verfassers auf den Omaha and Gran
die auf die gedachte Weise erhaltene absetzbare Schl
per t und $^2/_{10}$ % Blei, während die im Topfe zurückg
schaalen 4 Unzen Silber enthielten. Dieselben wur
Stein unter Zusatz geringer Mengen von quarzigen
kupferreichen Stein verschmolzen.

Beim Betriebe ist ferner darauf zu achten, das
Ansätze gebildet werden. Die Eisenausscheidungen, we
sauen zusammenwachsen, entstehen sowohl beim Vorl
viel, als auch von zu wenig Kieselsäure in der Schlack

Ansätze an den Wandungen des Ofens, welche sic
Verschmelzen zinkreicher Erze bilden, sind nach erfolg
lassen der Beschickungssäule von oben abzulösen bzw. ni

Das aus den Wasserkästen der Wassermäntel ausfl
soll nicht über 70° C. haben.

Die Verflüchtigung von Blei ist durch Innehaltung
Temperatur beim Schmelzen und durch Führung einer dunl
Möglichkeit zu beschränken. Die Bleidämpfe werden theils
Brennstoff- und Beschickungssäule des oberen weiteren Ofe
in Flugstaubkammern oder anderen Condensationsvorrichtu
bei keiner Bleihütte fehlen dürfen, aufgefangen.

Erzeugnisse.

Die Erzeugnisse der Röst- und Reductionsarbeit sind
stein und Schlacke, in manchen Fällen ausser Bleistein auch n

Das Blei ist in der Regel silberhaltig und wird, wen
grössere Mengen verunreinigender Bestandtheile enthält, der E
übergeben und schliesslich raffinirt, andernfalls schon vor der En
und, wenn erforderlich, noch ein zweites Mal nach der Entsilberun
Silberfreies Blei wird direct raffinirt. Der Gehalt des Bleis
metallen sowohl wie an verunreinigenden Elementen ist sehr ver
wie sich aus den nachstehenden Analysen ergiebt.

	Freiberg	Mechernich	Przibram
Pb	95,088	99,513	97,359
Ag	0,470	0,021	0,423
Bi	0,019	...	0,007
Cu	0,225	0,133	0,110
Sb	0,958	0,218	1,524
Fe	0,007	0,030	0,003
Zn	0,002	0,006	0,001
Ni	—	—	0,0[illegible]
S	...	...	[illegible]

… welche das Blei gegossen wird, ist … der obere Theil derselben. Am … Begrenzungsfläche der Barren. … heit ist sehr verschieden … Eisengehalte der Be- … Kupfergehalt über … 5 und 12 %. … r auch Silber … man das gesammte … führt daher, dass das … ebenfalls einen Theil Silber … ein in viel geringerer Menge

… sorten von der Röst- und Reductions- … en Analysen. … vom Verschmelzen der melirten Erze in

	I.	II.
Fe	30,53	30
Zn	16,35	15
Cu	16,81	21
Pb	5,09	4
S	16,38	18

Freiberg.

)		I.	II.
	Pb	15 %	25
	Cu	8 – 12 %	10
	Ag	0,15—0,20 %	0,20—0,25
	Fe	nicht best.	40
	Zn	nicht best.	1,5

Mechernich.

c)		
	PbS	9,24
	Cu_2S	1,95
	Sb_2S_3	0,40
	FeS	32,34
	Fe_2S	51,97
	NiS	0,40
	SiO_2	0,31

Przibram.

d)		
	Pb	11,16
	Cu	1,59
	As	0,55
	Sb	0,93
	Ag	0,105
	Fe	41,31
	Zn	11,55
	MnO	1,40
	SiO_2	3,06
	CaO	0,05
	S	22,23
	O	4,79

Da die Existenz des Halbschwefeleisens noch nicht mit Sicherheit nachgewiesen ist, so kann man in denjenigen Steinen, in welchen die Menge des vorhandenen Schwefels zur Bildung von Einfach-Schwefeleisen nicht ausreicht, das Eisen, soweit es nicht als Einfach-Schwefeleisen vorhanden ist, als im metallischen Zustande vorhanden annehmen. Dass dieser Umstand zutrifft, ergiebt sich daraus, dass derartige Steinarten aus Kupfervitriollösung in Folge ihres Gehaltes an Eisen metallisches Kupfer niederschlagen.

Der Stein, welcher bei der Röst- und Reductionsarbeit fällt, wird geröstet und falls er kupferarm ist, beim Erzschmelzen zugesetzt, andernfalls für sich oder mit reichen Schlacken oder mit silberhaltigen Kupfererzen auf Werkblei und einen kupferreicheren Stein verschmolzen. Der letztere wird in der nämlichen Weise wie der Kupferstein auf Rohkupfer verarbeitet. Das Nähere über die Verarbeitung von kupferhaltigem Bleistein siehe bei der Niederschlagsarbeit. Die Gewinnung des Silbers aus dem Stein siehe bei dem Silber.

Verarbeitung des Bleisteins.

Die **Röstung** des Bleisteins erfolgt in der nämlichen Weise wie die Röstung des Kupfersteins in Haufen, Stadeln, Schachtöfen und Flammöfen. Auch finden hinsichtlich der Auswahl der Röstapparate die verschiedenen bei der Röstung des Kupfersteins angeführten Gesichtspunkte Anwendung.

So röstet man den Bleistein in **Przibram in Böhmen** in Wellner'schen Röststadeln, in Freiberg in Kilns und darauf in Wellner'schen Stadeln. (Die Stadeln in Przibram fassen 65 bzw. 140 t Stein. Derselbe wird durch 3 Feuer auf 8—10 % Schwefel abgeröstet. Das erste Feuer dauert bei 65 t 48 Tage, das zweite 43, das dritte 33 Tage. Bei 140 t dauert das erste Feuer 86, das zweite 80 und das dritte 70 Tage.) In **Oker** röstet man ihn gleichfalls in Kilns. Dieselben sind 4 m hoch, 1,20 m breit und 2,30 m lang. In 24 Stunden setzt man in einem Schacht 4 bis 4,5 t Bleistein (mit 12 % Kupfergehalt) durch. In den **Vereinigten Staaten** röstet man ihn in Stadeln (z. B. auf den Colorado works bei Pueblo in Colorado) sowohl als in Flammöfen. Die letzteren sind ähnlich eingerichtet wie die Flammöfen für die Röstung der Erze, nur enthalten sie keinen Schmelzherd. Sie sind im Lichten gegen $12\frac{1}{4}$ m lang und $4\frac{1}{4}$ m breit und besitzen 4 terrassenförmig unter einander liegende Abtheilungen, welche jede mit $2\frac{1}{2}$ t Stein besetzt werden. Jede dieser Abtheilungen hat an jeder Seite je zwei Arbeitsöffnungen. In 24 Stunden wird der geröstete Stein 8 Mal aus dem Ofen entfernt. Der Kohlenverbrauch in 24 Stunden beträgt 2 bis 3 t. So werden auf den **Omaha and Grant Smelters bei Denver** in Colorado in einem derartigen Ofen in 24 Stunden $7\frac{1}{2}$ t Stein (mit 6 % Cu, 8 % Zn, 4—5 % Pb und 60 Unzen Silber per t) abgeröstet. Die Belegschaft beträgt 2 Mann in der Schicht. Der Brennstoffaufwand in 24 Stunden beträgt 3 t Kohle.

Die Röstöfen mit rotirendem Cylinder haben nur ausnahmsweise zur Bleisteinröstung Anwendung gefunden. Nach Terhune[1]) hat man auf den Germania works bei Salt Lake City in Utah in einem Brückner-Ofen von 5,486 m Länge und 2,133 m Durchmesser in 48 Stunden 8 t Bleistein bei 1 Mann Belegschaft in der 12stündigen Schicht und bei 20% Kohlenverbrauch auf 4 bis 6% Schwefel abgeröstet.

Das Verschmelzen des gerösteten Bleisteins geschieht in den Erzöfen, wenn er mit den gerösteten Erzen zusammen verschmolzen wird, anderenfalls in besonderen Oefen, welche die Einrichtung der Erzöfen besitzen, häufig aber kleiner sind als dieselben. In manchen Fällen sind die Oefen als Spuröfen zugestellt.

In den Vereinigten Staaten von Nord-Amerika besitzen die eigentlichen Steinöfen keinen eigentlichen Tiegel mehr, indem die Entfernung zwischen dem Formmittel und dem Stichloch für die Schlacke nur 0,25 m beträgt. Auch fällt der Arents'sche Stich daselbst fort. Die Formebene der Steinöfen beträgt 0,9144 × 1,5249 m bis 0,8382 × 2,54 m.

In Freiberg wird der geröstete Stein mit bleireicher Schlacke von der Erzarbeit in Pilzöfen von der nämlichen Einrichtung wie die Erzöfen verschmolzen. Die Beschickung besteht aus 200 kg geröstetem Stein und 300 kg Erzschlacke sowie 4 kg bleiischen Vorschlägen (Glätte, Heerd u. s. w.). Zum Durchschmelzen dieses Quantums von 504 t Beschickung sind 35 t Koks erforderlich. In 24 Stunden werden 60 t Beschickung durchgesetzt.

Auf den Werken der Omaha and Grant Smelting and Refining Company bei Denver im Staate Colorado wird der geröstete Stein mit den reichen Schlacken, welche beim Abstechen der Schlacke aus den Schlackentöpfen als Schaalen (shells) in den letzteren zurückbleiben, in Schachtöfen mit Spurofenzustellung und den Dimensionen der Erzöfen verschmolzen. Die Beschickung besteht aus

600	G.-Th.	(pounds) Schlacke,
300	-	gerösteten Steins,
30	-	kieseligen Blei- und Silbererzen,
120	-	Koks,
20	-	Holzkohle.

In 24 Stunden werden 104 t Beschickung durchgesetzt. Man erhält daraus

2 t Blei (mit 600 Unzen Silber per t),
8 t Stein mit 20% Kupfer, 4% Blei und 100 Unzen Silber per t.

Der letztere wird in Omaha auf Kupfer, Silber und Blei verarbeitet. Die Schlacke wird in Töpfen mit Stichloch aufgefangen. Die abgestochene Schlacke ist absetzbar, während die erhaltenen Schlackenschaalen beim Erzschmelzen zugesetzt werden.

---

[1]) Trans. Am. I. M. E. XVI, p. 19.

Da die Existenz des Halbschwefeleisen… nachgewiesen ist, so kann man in denjenig… Menge des vorhandenen Schwefels zur Bildun… nicht ausreicht, das Eisen, soweit es nicht … handen ist, als im metallischen Zustande vorh… Umstand zutrifft, ergiebt sich daraus, dass d… vitriollösung in Folge ihres Gehaltes an Eisen … schlagen.

Der Stein, welcher bei der Röst- und … geröstet und falls er kupferarm ist, beim … falls für sich oder mit reichen Schlacken … erzen auf Werkblei und einen kupferreichen … letztere wird in der nämlichen Weise wie … verarbeitet. Das Nähere über die Verarbeit… stein siehe bei der Niederschlagsarbeit. … dem Stein siehe bei dem Silber.

Verarbeitung d…

Die Röstung des Bleisteins … Röstung des Kupfersteins in Haufen, … Auch finden hinsichtlich der Auswahl … bei der Röstung des Kupfersteins angefüh…

So röstet man den Bleistein in P… schen Röststadeln, in Freiberg in Kilns … (Die Stadeln in Przibram fassen 65 bzw … 3 Feuer auf 8—10% Schwefel abgeröst… 65 t 48 Tage, das zweite 43, das dr… erste Feuer 86, das zweite 80 und … man ihn gleichfalls in Kilns. Die… 2,30 m lang. In 24 Stunden setzt … stein (mit 19% Kupfergehalt) d… man ihn in Stadeln (z. B. auf d… sowohl als in Flammöfen. Die … Flammöfen für die Röstung d… heerd. Sie sind im Lichten … sitzen 4 terrassenförmig unt… mit $2^1/_2$ t Stein besetzt w… Seite je zwei Arbeitsöffn… 3 Mal aus dem Ofen entf… 2 bis 3 t. So werden … in Colorado in einem de… 8% Zn, 4—5% Pb un… schaft beträgt 2 Mann i… beträgt 3 t Kohle.



selbe wird einer einmaligen Haufenröstung unterworfen und dann zusammen mit Ofenbruch, basischen Eisenschlacken von Oker und Schlacken der eigenen Arbeit auf Werkblei verschmolzen. Auf 100 t Schlacken und Ofenbrüche setzt man 20 t Schlacken von Oker und 30 t eigene Schlacken. Ausser Werkblei erhält man eine gewisse Menge unreiner Schlacke, welche wieder in der nämlichen Weise behandelt wird, und absetzbare Schlacke.

Die absetzbare Schlacke enthält 1/2 bis 3/4 % Blei.

Die Zusammensetzung derselben ist die nachstehende:

Kieselsäure	16,90 %
Eisenoxydul	35,05 -
Zinkoxyd	19,64 -
Baryumsulfat	10,24 -
Thonerde	6,31 -
Kalkerde	6,05 -

Eine Schlacke aus dem Jahre 1887 hatte die nachstehende Zusammensetzung:

$Si\,O_2 = 12{,}87$	$Zn = 20{,}25$
$Al_2\,O_3 = 3{,}12$	$Pb = 0{,}77$
$Ba\,O = 23{,}40$	$Cu = 0{,}87$
$Ca\,O = 2{,}10$	$Mn = 1{,}48$
$Mg\,O = 0{,}72$	$S = 6{,}40$
$Fe\,O = 20{,}64$	

Der aus den Oefen entweichende zinkhaltige Flugstaub wird in Canälen und Kammern aufgefangen. Derselbe enthält erhebliche Mengen von Blei und wird desshalb mit Schwefelsäure behandelt, welche das Zink auflöst und das Blei als Oxyd und Sulfat zurücklässt. Das letztere wird beim Erzschmelzen zugesetzt.

Freiberg.

Auf den Hüttenwerken bei Freiberg, der Muldenhütte und der Hütte zu Halsbrücke wird die Röst- und Reductionsarbeit in der Weise ausgeführt, dass man mit den gerösteten Bleierzen auch Silbererze und silberhaltige Kupfererze verschmilzt, um den grössten Theil des Silbers im Werkblei, das Kupfer und einen anderen Theil des Silbers in einem Stein anzusammeln.

Die Bleierze enthalten 15 bis 80 % Blei. Die Erze mit 15 bis 30 % Blei werden als bleiische Erze, die Erze mit 30 bis 80 % Blei als Glanze bezeichnet. Im Durchschnitte enthalten die Bleierze 40 % Blei und 0,35 % Silber.

Der Silbergehalt der Erze, welche gemeinschaftlich mit den Bleierzen verarbeitet werden, geht von 0,005 % bis zu mehreren Procenten Silber. Diese Erze sind

[illegible] wird [illegible]

20 %

[illegible]ält.

Verfügung stehenden Erzsorten. Im Allgemeinen beträgt der Silbergehalt bis 150 g in 100 kg der Beschickung. Durch die Röstung im Fortschaufe- gsofen wird der Schwefelgehalt auf 3 bis 5 % heruntergebracht. Dieser kkhalt an Schwefel ist erforderlich, um das Kupfer in einen Stein überzu- ren. Die Fortschaufelungsöfen besitzen 13,20 m Heerdlänge, 3,25 m Heerd- ite, 3 m Länge der Feuerung und 0,54 m Breite derselben sowie 0,80 m ite der Feuerung. (Siehe Zeichnung und Beschreibung Seite 335.) Die stung wird als Schlackenröstung geführt. Hierbei soll noch vorhandenes nwefelzink durch ein sich bildendes Doppelsilicat von Blei und Eisen auf- öst werden. Die Erzposten besitzen 1,5 t Gewicht und werden in Zeiträumen i je 3 Stunden aufgegeben bzw. vorgerückt und ausgezogen. In 24 Stunden rden 9 bis 12 t Erz bei 25 % Steinkohlenverbrauch durchgesetzt. Der n ist in der Schicht mit 6 Mann belegt.

Das Verschmelzen der gerösteten Erze erfolgt in den oben be- riebenen Schachtöfen. Seite 370. Die Höhe von der Hüttensohle bis Gicht beträgt 5,2 bis 8,5 m, der Durchmesser in der Formebene 1,5 m, der Gicht 2 m. Die Windpressung beträgt 23 mm Quecksilbersäule.

Die Beschickung setzt man aus gerösteten Erzen und Schlacken der zarbeit zusammen. Die letzteren sind leichtflüssig und hinreichend eisen- ltig, um den Zinkgehalt der Erze aufzunehmen. Das zur Zerlegung der zersetzten Schwefelmetalle erforderliche Eisen ist als Oxyd in den ab- rösteten kiesigen Erzen enthalten. Auf Muldenhütte besteht die Be- hickung aus gleichen Theilen Erz und Schlacke. In 24 Stunden werden bis 35 t Erz bei einem Koksaufwande von 5,5 t durchgesetzt.

An 1 Ofen befinden sich in der Schicht 4 Arbeiter, nämlich 1 Schmelzer, Aufgeber und 1 Schlackenläufer.

Die Ofen-Campagnen dauern trotz des Zinkgehaltes der Beschickung bis 4 Jahre.

In der nämlichen Weise wie auf der Muldenhütte wird der Betrieb f der Halsbrücker Hütte bei Freiberg geführt.

Die Zusammensetzung der Schlacke ist bereits oben (Seite 348) an- führt worden. Dieselbe wird wegen ihres bis 6 % betragenden Bleigehaltes ht abgesetzt, sondern gemeinschaftlich mit dem bei dem Erzschmelzen fallenen Stein einem besonderen Schlackenschmelzen unterworfen.

Das Werkblei, welches bis 1 % Silber enthält, geht zur Entsilberung.

Der bei dem Erzschmelzen fallende Bleistein enthält 15 bis 20 % ei, 8—14 % Kupfer und 0,14 bis 0,20 % Silber. Derselbe wird nach rgängiger Röstung in Kilns und darauf folgender Röstung in Wellner'schen adeln gemeinschaftlich mit der Erzschlacke unter Zuschlag kieselsäure- ltiger Materialien auf Werkblei und einen Kupferstein verschmolzen. i hinreichendem Kupfergehalte des Bleisteins (10 %) erhält man einen r die Verarbeitung im Flammofen geeigneten Kupferstein, andernfalls rd der Kupferstein zum Herabziehen seines Bleigehaltes geröstet und chmals im Schachtofen geschmolzen.

1. K

2. Z

3

4

...nung von
...it und Silber

wird geröstet und dann mit Schlacken im Schachtofen auf Werk-
blei und eine zweite Speise verschmolzen. Die letztere wird noch-
mals geröstet und geschmolzen und liefert dann eine Speise mit 0,05 %
15 bis 20 % Nickel und Kobalt und 20 % Kupfer, welche an die
...hen Blaufarbenwerke verkauft wird.
Auf der Hütte zu

Mechernich

...gen. Knottenerze aus dem buntem Sandstein verhüttet. Dieselben
...nen mit Bleiglanzkörnern bis Erbsengrösse durchsetzten Sandstein
...cher auch stellenweise Bleicarbonat enthält.
Die Erze werden in Fortschaufelungsöfen der Schlackenröstung unter-
... wodurch ihr Schwefelgehalt auf 0,6 bis 0,7 % heruntergebracht
Die Zusammensetzung der gerösteten Erze ist die nachstehende:

Pb	=	62,08
Cu	=	0,14
Sb	=	0,08
Fe	=	0,56
Ca O	=	1,28
$Al_2 O_3$	=	4,24
$Si O_2$	=	22,77
S	=	0,60.

Die gerösteten Erze werden mit eisenhaltigen Zuschlägen (Puddel-
..., Rotheisenstein) und Kalkstein beschickt in Schachtöfen mit recht-
... Horizontalquerschnitt verschmolzen. Ausser Werkblei mit 0,02 %
welches zur Entsilberung geht, erhält man geringe Mengen ($1^1/_2$ bis
...m Gewichte des erhaltenen Bleis) Stein mit 61 % Eisen, 8 % Blei
... % Kupfer. Derselbe wird, sobald sich eine hinreichende Menge
...ngesammelt hat, in Stadeln geröstet und dann für sich auf Blei
...olzen. Die Schlacke enthält 33 % Kieselsäure, 37 % Eisenoxydul,
Kalk, 8 % Thonerde und 0,3 bis 0,5 % Blei. Enthält sie mehr als
Blei, so geht sie in die Schmelzarbeit zurück.
Auf der Hütte zu

Altenau im Oberharz

zeitweise die Röst- und Reductionsarbeit auf Bleiglanze mit 11 bis
Quarz Anwendung.
Das Erz wird in Fortschaufelungsöfen (von 18 m Länge und 3 m
mit 14 Arbeitsöffnungen an jeder Seite) der Schlackenröstung unter-
In 24 Stunden werden 4 Posten von je 1,4 t Erz von 2 mm
...össe durchgesetzt. Auf 1 t Erz werden 0,18 t Steinkohle ver-
...ist der Ofen mit 4 Mann belegt.
...dem oben (S. 377) beschriebenen Raschette-
...ksilbersäule Windpressung mit Kiesabbränden,

Die Erze werden auf 50 % Bleigehalt gattirt und in den oben (S. 334) beschriebenen Fortschaufelungsöfen auf 1 % Schwefelgehalt abgeröstet. Alle 6 Stunden werden 1000 kg ausgezogen, so dass in 24 Stunden 4 t abgeröstet werden. Auf 100 t Erz werden 35 bis 38 t eines Gemenges von Steinkohle und Lignit verbraucht.

Die Erze werden mit eisenhaltigen Zuschlägen und Kalkstein beschickt in den oben (S. 372) beschriebenen Rundöfen bei einer Windpressung von 40 mm Quecksilbersäule (bei 60 mm Durchmesser jeder der 8 Düsen) verschmolzen. Die Beschickung bestand beispielsweise 1881 aus:

100	G.-Th.	Erz,
3,77	-	Roheisen,
6,85	-	Kiesabbränden
5,05	-	Kalkspath,
6,13	-	Kalkstein,
0,45	-	Spatheisenstein,
15,18	-	Eisenfrischschlacken.

In 24 Stunden wurden 22 t Erz (bzw. 31 t Erzbeschickung) durchgesetzt. Auf 100 t Erz wurden 16,39 t Koks und 56,13 Hectoliter Holzkohle verbraucht.

Das erhaltene Werkblei, welches 0,44 % Silber enthält, geht zur Entsilberung. Der Stein, welcher nur in sehr geringer Menge fällt, wird nach vorgängiger Röstung in Stadeln beim Erzschmelzen zugesetzt. Die Schlacken, welche unter 1,5 % Blei und 0,0023 % Silber enthalten, werden abgesetzt. Die Schlacken mit höheren Metallgehalten werden beim Erzschmelzen zugesetzt.

Auf den Werken der Omaha and Grant Smelting and Refining Company bei

Denver im Staate Colorado

werden silber-, zink- und kupferhaltige Bleierze der Röst- und Reductionsarbeit unterworfen. Im grossen Durchschnitte enthalten die Erze 14 % Blei, 60—75 Unzen Silber zur t, 7 bis 10 % Zink und geringe Mengen von Kupfer. Reiche Bleiglanze unter 12 % Zink werden nicht geröstet, sondern beim Verschmelzen des Röstgutes in Schachtöfen zugesetzt.

Die Röstung wird in den oben (S. 337) beschriebenen amerikanischen Fortschaufelungsröstöfen mit Schmelzheerd als Schlackenröstung ausgeführt. In 24 Stunden werden 11 t Erz bis auf 8 % Schwefel abgeröstet bzw. geschmolzen. Der Steinkohlenverbrauch hierbei beträgt 3 t. Die Belegschaft beträgt 3 Mann in der Schicht.

Das Verschmelzen des Röstgutes geschieht in den oben (S. 380) beschriebenen Schachtöfen mit rechteckigem Horizontalquerschnitt, waterjacket um die Schmelzzone und Arents'schem Stich.

Die Beschickung besteht aus:

250 pounds (Pfund engl.) geröstetem Erz,
80 - geröstetem Stein von der nämlichen Arbeit,
70 - oxydischem Eisenerz von Leadville (mit 5—10 Unzen Silber zur t und 20% Mangan),
115 - Kalkstein,
180 - Schlacke,
120 - Koks,
20 - Holzkohle.

Man setzt in 24 Stunden 60 t Beschickung bzw. 40 t Erz durch. Der Brennstoffverbrauch beträgt 30% Koks bzw. 50% Holzkohle vom Erzgewicht. Die Windpressung beträgt 32 mm Quecksilbersäule.

Man erhält Blei mit 300—400 Unzen Silber und 3—4 Unzen Gold zur t, mit 2% Kupfer und 1—2% Antimon. Dasselbe wird nach vorgängiger Raffination der Entsilberung bzw. Entgoldung unterworfen.

Ausserdem erhält man einen Stein mit 6% Kupfer, 8% Zink, 4—5% Blei und 60 Unzen Silber zur t, sowie eine Schlacke mit $1^1/_4$ Unzen Silber zur t, $^2/_{10}$% Blei und 8% Zinkoxyd.

Der Stein wird in Fortschaufelungsöfen geröstet. In denselben setzt man bei 2 Mann Belegschaft in der Schicht in 24 Stunden $7^1/_2$ t Stein bei einem Brennstoffaufwand von 3 t Steinkohlen durch.

Der geröstete Stein wird mit den beim Abstechen der flüssigen Schlacke aus den Schlackentöpfen erhaltenen Schlackenschaalen in Schachtöfen mit Spurofenzustellung auf Kupferstein und Werkblei verschmolzen. Abgesehen von der Zustellungsart sind die Steinöfen ebenso eingerichtet wie die Erzöfen.

Die Beschickung besteht aus:

600 pounds (Pfund) Schlackenschaalen (Shells),
300 - geröstetem Stein,
30 - quarzigen Erzen,
120 - Koks,
20 - Holzkohlen.

In 24 Stunden werden 104 t Beschickung in einem Ofen durchgesetzt.

Das Blei enthält 600 Unzen Silber zur t und geht zur Entsilberung.

Der Stein enthält 20% Kupfer, 4% Blei und 100 Unzen Silber zur t. Derselbe wird in Omaha auf Kupfer, Silber und Blei verarbeitet.

Die Schlacke wird durch Abstechen aus den Schlackentöpfen in absetzbare Schlacke und Schaalen geschieden. Die letzteren werden beim Verschmelzen der Erze bzw. des gerösteten Steins zugesetzt.

Die Röst- und Reductionsarbeit in Spanien.

Auf den spanischen Hüttenwerken in den Provinzen Murcia, Almeria und Jaen findet die Röst- und Reductionsarbeit, welche vielfach an die Stelle der dort üblichen Niederschlagsarbeit getreten ist, häufig Anwendung.

Die Erze, welche zum Theil erhebliche Mengen von Silber enthalten, werden in einheerdigen Fortschaufelungsöfen geröstet und dann in Schachtöfen verschmolzen. Auf einigen Werken (Mazarron, San Jacinto bei Garrucha, Aguilas) sind neuere grosse Oefen mit kreisförmigem Horizontalquerschnitt und Eisenblechmantel vorhanden; auf den meisten Werken aber stehen 3förmige, sog. „Castilianische" Gebläseschachtöfen in Anwendung. Die letzteren haben die Zugschachtöfen, welche früher allgemein üblich waren, mehr und mehr verdrängt. Ausserdem stehen aber noch einförmige und zweiförmige Oefen von quadratischem, rectangulärem oder rundem Horizontalquerschnitte in Anwendung. Die Gestalt des Ofens ist bei den dreiförmigen castilianischen Oefen cylindrisch.

In der neueren Zeit ist in Mazarron ein Werk mit 2 grossen Rundöfen errichtet worden, welches Werkblei mit 0,12—0,14% Silber erzeugt. Das Werkblei, welches auf den Hütten in der Nähe von Carthagena erzeugt wird, enthält 0,09 bis 0,12% Silber.

Die Niederschlagsarbeit.

Die Niederschlagsarbeit bezweckt die Ausscheidung des Bleis aus Schwefelblei durch Eisen, welches letztere sich bei einer gewissen Temperatur mit dem Schwefel des Schwefelbleis verbindet.

Die Zersetzung des Schwefelbleis durch Eisen geht aber erst im hoher Temperatur vor sich und ist nicht vollständig, weil sich stets ein Theil des Schwefelbleis mit dem bei der Zersetzung entstandenen Schwefeleisen zu Schwefeleisen-Schwefelblei, dem sog. „Bleistein", verbindet. Dieser Bleistein ist um so ärmer an Blei, je höher die Temperatur bei der Zersetzung war.

Das Eisen setzt man entweder als Metall oder in der Gestalt von eisenhaltigen Zuschlägen zu. Bei der Anwendung von Flammöfen und von niedrigen Schachtöfen mit verticaler Begichtung muss das Eisen als Metall zugesetzt werden. Bei höheren Schachtöfen mit horizontaler Begichtung wendet man mit Vortheil anstatt des metallischen Eisens Oxyde und basische Silicate desselben an (wie Brauneisenstein, Rotheisenstein, Spatheisenstein, Kiesabbrände, gerösteten Bleistein, Puddelschlacken, Frischschlacken, Schweissofenschlacken). Aus den Oxyden bzw. basischen Silicaten wird im Ofen Eisen reducirt und wirkt als solches kräftig zerlegend auf das Schwefelblei ein.

Von fremden Beimengungen der Erze wirken Schwefel-, Arsen- und Antimonverbindungen nachtheilig ein, indem dieselben zum grössten Theile durch das Eisen zersetzt werden und dadurch einen unnützen Eisenverbrauch veranlassen, auch ein Theil der ausgeschiedenen Metalle derselben in das Blei übergehen und dasselbe verunreinigen.

Kupferkies und Schwefelkies nehmen noch einen Theil Eisen auf und vermehren die Menge des Steins. Zinkblende wird zum Theil durch Eisen unter Ausscheidung von Zinkdämpfen zersetzt, zum Theil geht

sie in das Eisen, zum Theil in die Schlacke über und ruft die bei der Röst- und Reductionsarbeit dargelegten Uebelstände hervor.

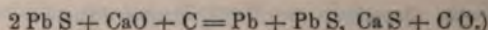
Schwefelantimon wird durch das Eisen zersetzt, indem das Antimon unter Bildung von Schwefeleisen ausgeschieden und in das Blei übergeführt wird. Bei überschüssigem Eisen entsteht auch eine Legirung (Speise) von Antimon und Eisen.

Schwefel-Arsen giebt seinen Schwefelgehalt sowohl wie seinen Arsengehalt an das Eisen ab. Bei einem grösseren Gehalte von Arsen entstehen Speisen, welche auch Kupfer, Blei und Silber aufnehmen.

Nur *Schwefelkupfer* und *Schwefelsilber* wirken nicht nachtheilig bei der Niederschlagsarbeit ein. Das *Schwefelkupfer* kann zwar auch durch Eisen bis zu einem bestimmten Grade zerlegt werden, geht aber, sobald es nicht im Ueberschusse vorhanden ist, unzerlegt in den Stein über. Das *Schwefelsilber* wird durch Eisen sowohl wie durch Blei zerlegt und wird zum grössten Theile vom Blei aufgenommen. Ein anderer Theil von Schwefelsilber geht unzerlegt in den Stein über. Denkt man sich das Silber des Steins an das in demselben enthaltene Blei gebunden, so findet man das letztere bei Weitem silberreicher als das metallisch ausgeschiedene Blei. Da zu einer solchen Anreicherung des Silbers im Blei des Steines aber keinerlei Grund vorliegt, so muss ein Theil des Silbers vom Schwefeleisen des Steins aufgenommen worden sein. Dies stimmt auch mit der Thatsache überein, dass Schwefeleisen und Schwefelsilber sich leicht mit einander verbinden.

Von sonstigen fremden Körpern sind noch Kalk, Kieselsäure und bleihaltige Zuschläge zu erwähnen.

Kalk, welcher sich öfter in den Erzen findet und manchmal auch absichtlich in nicht zu grosser Menge beim Schmelzen zugeschlagen wird, wirkt direct auf den Bleiglanz gar nicht oder nur höchst unbedeutend ein. (Nach Berthier soll durch Kalk und Kohle aus dem Bleiglanz Blei unter Bildung von Schwefelcalcium, Schwefelblei und Kohlenoxyd ausgeschieden werden nach der Gleichung:



$$2\,PbS + CaO + C = Pb + PbS,\ CaS + CO.)$$

Dagegen scheidet er aus Eisensilicaten Eisenoxydul aus, welches bei Ausführung der Arbeit in Schachtöfen zu Eisen reducirt wird und dann entschwefelnd auf das Schwefelblei einwirkt. Auch scheidet er in hoher Temperatur Bleioxyd aus der Schlacke aus. Die Schlacken selbst werden, wie schon bei der Röst- und Reductionsarbeit erwähnt ist, durch Aufnahme von Kalk strengflüssiger.

Kieselsäure, welche gewöhnlich in den Erzen vorhanden ist, verbindet sich mit den vorhandenen freien Basen sowohl wie mit den Basen zugeschlagener basischer Schlacken zu Silicaten. Bei basischen Erzen müssen zur Verschlackung der Basen Kieselsäure oder saure Silicate oder saure Schlacken zugeschlagen werden.

Bleioxyd und bleioxydhaltige Zuschläge, wie Glätte, Heerd, Abstrich — sowie bleioxydhaltige Erze zersetzen sich, wie bei der Röst- und Reductionsarbeit, mit Schwefelblei in Blei und Schweflige Säure. Ebenso wirken Bleisulfat enthaltende geröstete Erze.

Die gedachten Körper wirken daher günstig bei der Niederschlagsarbeit ein, indem sie das Eisen zum Theil ersetzen.

Die Menge des dem Schwefelblei zuzuschlagenden Eisens wird nach den Erfahrungen am Oberharze so bemessen, dass auf 100 Theile Bleiglanz 20 bis 25 Theile Eisen kommen. Dieses Verhältniss entspricht annähernd dem Verhältniss der Moleculargewichte von Pb S und Fe, welches annähernd wie 100 zu 23,43 ist. Bei geringerem Eisenzusatze wird weniger Blei ausgeschieden, dagegen mehr Blei in den Stein übergeführt. Bei grösserem Zusatze von Eisen tritt nur eine unbedeutende Mehrausscheidung von Blei ein, dagegen wächst der Silbergehalt des Steins mit steigendem Eisengehalte desselben.

Die Temperatur bei der Niederschlagsarbeit muss so hoch gehalten werden, dass der Bleistein nicht über 10% Blei enthält. Zu diesem Zwecke muss die Beschickung den erforderlichen Grad von Strengflüssigkeit besitzen und der Schmelzbetrieb muss in geeigneter Weise in passenden Oefen ausgeführt werden.

Sie lässt sich sowohl in Flammöfen als auch in Schachtöfen ausführen.

Die Ausführung der Niederschlagsarbeit in Flammöfen bedingt die Anwendung von metallischem Eisen als Niederschlagsmittel, sowie einen hohen Brennstoffverbrauch und ist mit erheblichen Bleiverlusten durch Verflüchtigung und Verschlackung verbunden. Sie wird daher nur noch ausnahmsweise in diesen Oefen ausgeführt.

Die Regel ist die Ausführung der Niederschlagsarbeit in Schachtöfen. Dieselben gestatten nicht nur einen billigeren Betrieb als die Flammöfen, sondern auch wegen der in ihnen stattfindenden reducirenden Wirkung den Ersatz des Eisens durch Oxyde oder basische Silicate desselben.

Die Schlacke von der Niederschlagsarbeit muss einen derartigen Grad von Strengflüssigkeit besitzen, dass sie sich dem Bisilicate mehr nähert als dem Singulosilicate. Als Basen derselben sind gewöhnlich Eisenoxydul, Kalk, Magnesia und Thonerde vorhanden.

Der Bleistein, welcher bei der Niederschlagsarbeit fällt, wird geröstet, wodurch das Schwefeleisen desselben in Eisenoxyd verwandelt wird. In diesem Zustande wird er den Erzen als Niederschlagsmittel zugesetzt. Enthält er grössere Mengen von Kupfer oder hat sich durch seine wiederholte Verwendung als Niederschlagsmittel der Kupfergehalt desselben bis zu einem bestimmten Grade angereichert, so wird er für sich wiederholt geröstet und geschmolzen. Hierdurch wird der Bleigehalt mit einem grossen Theile des Silbergehaltes ausgeschieden, während das Kupfer mit

einem Theile Silber als Kupferstein erhalten wird, welcher letztere z Kupfer und Silber verarbeitet wird.

Die Nothwendigkeit der Anwendung einer hohen Temperatur u die nicht zu vermeidende Bildung von Bleistein sind die Hauptnachthe der Niederschlagsarbeit gegenüber den übrigen Bleigewinnungsmethode Die Unterhaltung der hohen Temperatur erfordert einen bedeutend Brennstoffaufwand und giebt Anlass zur Verflüchtigung von Blei, währe die Bildung von Bleistein eine Reihe kostspieliger und mit Metallverlust verbundener Nacharbeiten zur Ausgewinnung des Kupfers und Silbers a demselben veranlasst. Trotz der Vortheile der Niederschlagsarbeit — d. Wegfall der Erzröstung und beim Vorhandensein von Silber in den Erz verhältnissmässig geringe Silberverluste durch Verflüchtigung, ein gut Bleiausbringen und die Möglichkeit der Gewinnung eines auch nur g ringen Kupfergehaltes der Erze — ist dieselbe doch wegen Ueberwiege der gedachten Nachtheile an den meisten Orten durch die Röst- und R ductionsarbeit verdrängt worden. In ihrer Reinheit hat sie sich nur no unter ganz besonderen localen Verhältnissen, z. B. im Oberharz, aufrec erhalten. Dagegen findet sie in Verbindung mit dem Schmelzen oxydisch Erze oder in Verbindung mit der Röst- und Reductionsarbeit häufig A wendung, besonders in den Vereinigten Staaten von Nord-Amerika.

Als Oefen für die Niederschlagsarbeit wendet man gegenwärtig grun sätzlich hohe Oefen mit horizontaler Begichtung an. Bei Anwendun niedriger Oefen und dem damit verbundenen Setzen der Erz- und Kohle sätze in verticalen Säulen ist eine Reduction des Eisens aus sein Oxyden nicht zu erzielen. In solchen Fällen muss das Eisen im metall schen Zustande zugeschlagen werden. Man erhielt im Oberharz bei A wendung niedriger Oefen einen Bleistein mit 20 bis 30 % Bleigehal während derselbe bei Anwendung hoher Oefen und horizontaler Begichtun nur 6 bis 12 % Blei enthielt.

Ueber die Einrichtung der Oefen gilt das Nämliche wie für d Oefen der Röst- und Reductionsarbeit. Die Oefen mit rechteckigem Hor zontalquerschnitt leisten auch bei der Niederschlagsarbeit mehr als d Oefen mit kreisförmigem Horizontalquerschnitt.

Die Erze haben am besten Schlichform, weil die Zersetzung, welch eine unmittelbare Berührung des Eisens mit den Erzen erforderlich mach in diesem Falle vollständiger ist. Die zerkleinerten Erze bedürfen ein Auflockerung durch Schlackenzuschläge.

Als Brennstoff verwendet man Holzkohlen oder Koks oder G menge beider Körper.

Die Windpressung muss nach Möglichkeit niedrig gehalten werde um die Bildung von Eisensauen aus den eisenhaltigen Zuschlägen zu ve meiden.

Die Niederschlagsarbeit im Oberharz.

In grosser Vollkommenheit wird die Niederschlagsarbeit auf den Hüttenwerken zu Clausthal und Lautenthal im Oberharz ausgeführt. Die Umstände, welche dieselbe bis jetzt daselbst gehalten haben, sind das hohe Silberausbringen aus den Erzen, die Verwendbarkeit des gerösteten Bleisteins als Niederschlagsmittel, der geringe Bleigehalt der bei dieser Arbeit fallenden Schlacken und das Ausbringen des geringen Kupferge- altes der Erze in dem Stein.

Die aus den Aufbereitungsanstalten kommenden Erze, welche der iederschlagsarbeit unterworfen werden, enthalten nach neueren Analysen 0 bis 74 % Blei, 0,05 bis 0,12 % Silber, 0,02 bis 0,6 % Kupfer, 0,3 s 7 % Zink, 0,02 bis 0,3 % Antimon, 0,4 bis 4 % Eisen, 8,5 bis 14,2 % hwefel, 0,07 bis 1,5 % Thonerde, 0,2 bis 1,4 % Kalk und 5,9 bis 32,4 % löslichen Rückstand, welcher aus Quarz und Silicaten besteht. Der ittlere Gehalt der Erze an Quarz beträgt 15 %.

Die Niederschlagsarbeit wurde früher in ein- und zweiförmigen mpföfen mit Verjüngung des Schachtes nach oben und säulenförmiger tzführung unter Anwendung von metallischem Eisen als Niederschlags- aterial ausgeführt. Das seit dem Jahre 1835 angestrebte Ziel des Er- tzes des metallischen Eisens durch Oxyde und Silicate desselben wurde erst 864 durch Anwendung des Raschette-Ofens und durch das Schmelzen it Koks anstatt mit Holzkohlen (welche letzteren bis zum Jahre 1859 ausschliesslicher Anwendung standen) erreicht. Als eisenhaltiges Material urden zuerst Schlacken vom Kupfererzschmelzen in Oker mit 17 bis 1% Kieselsäure, 66 bis 70% Eisenoxydul und noch 1 bis 2% Kupfer, elches letztere im Bleistein angesammelt wurde, angewendet. Später urden dieselben mit grossem Vortheil durch gerösteten Bleistein, elcher grösstentheils aus Oxyden des Eisens besteht, ersetzt. Derselbe ildet auch gegenwärtig noch das Niederschlagsmaterial.

Zur Verschlackung des Kieselsäuregehaltes der Erze dienten zuerst nterharzer Kupferschlacken und nach deren Erschöpfung sog. Oker'sche xtractionsrückstände (d. s. ausgelaugte Abbrände von der Röstung upferhaltiger Kiese, welche zur Gewinnung des Kupfergehaltes nach der ydirenden Röstung einer chlorirenden Röstung unterworfen und dann rch Auslaugen von dem Chlorkupfer befreit worden sind). Als die Er- ugung der letzteren auf der Hütte zu Oker aufhörte, benutzte man an elle derselben Kiesabbrände von Schwefelsäurefabriken, Puddel- hlacken, Schweissschlacken und schliesslich auch Brauneisen- ein. Diese Körper werden auch gegenwärtig noch angewendet.

Als Schmelzöfen dienen sowohl Raschette-Oefen als auch Rund- en. Die neuesten Rundöfen sind nach Art der Pilzöfen freistehend it Eisenmantel gebaut und durch Kast der Niederschlagsarbeit entsprechend

eingerichtet worden. Auch hat man in das Gemäuer eines Raschette-Ofens zwei Rundöfen eingebaut (Zwillingsöfen).

Die sämmtlichen Oefen sind wegen der schwerschmelzigen zinkhaltigen Beschickung als Sumpföfen zugestellt. Die Raschette-Oefen sind bereits oben (S. 377) beschrieben und durch Zeichnungen erläutert. Ein Raschette-Ofen auf der Clausthaler Hütte hat eine Grösse der Formebene von 0,87 × 2,14 qm, der Gichtebene von 1,38 × 2,14 qm. Die Entfernung zwischen Gichtebene und Formebene beträgt 5 m. Die Formebene liegt 0,9 m über der Hüttensohle, der Sumpf 0,6 m unter den Formen. Die Zahl der Formen beträgt 12, je 5 an jeder der beiden langen Seiten und je eine an jeder der beiden kurzen Seiten. Der Raschette-Ofen auf der Lautenthaler Hütte hat eine Höhe von 6,75 m. Die Grösse der Formebene beträgt 0,90 × 2,25 qm, die der Gichtebene 1,40 × 2,25 qm, die Entfernung zwischen Gichtebene und Formebene 5 m. Die Formebene liegt 0,5 m über dem tiefsten Punkt der Sümpfe und 1,75 m über der Hüttensohle. Die Zahl und Lage der Formen ist die nämliche wie auf der Clausthaler Hütte.

Die älteren Rundöfen auf der Clausthaler Hütte sind von der Hüttensohle bis zur Gichtöffnung 5,7 m hoch und besitzen vier Formen und Rauhgemäuer. Der Durchmesser derselben in der Formebene beträgt 0,9 m, in der Gichtebene 1,46 m. Die Entfernung zwischen Gichtebene und Formebene beträgt 4,8 m. Der tiefste Punkt des Sumpfes liegt 0,7 m unterhalb der Formebene.

Die neueren freistehenden Rundöfen arbeiten mit 4 bis 5 Formen und besitzen in der Formebene 0,9, in der Gichtebene 1,65 m Durchmesser. Die Entfernung zwischen Gichtebene und Formebene beträgt 5,80 m, die Entfernung zwischen Formebene und dem tiefsten Punkte des Sumpfes 0,75 m. Zwischen verschiedenen Oefen bestehen schwache Abweichungen in diesen Dimensionen.

Die Formen besitzen 60 mm Rüsselweite und ragen je 10 cm in den Ofen hinein.

Die Windpressung beträgt 20 bis 24 mm Quecksilbersäule.

Die Einrichtung eines vierförmigen Rundofens auf der Clausthaler Hütte ergiebt sich aus den nachstehenden Figuren 265 und 266. S ist der Sohlstein, s die gusseiserne Sohlplatte, y eine Schlackensohle im Mauerwerk z, x eine Lehmsohle, w eine Ziegelsohle, v eine Lage Quarzsand, u ist die Gestübbesohle, in welche der Sumpf eingeschnitten ist. r ist die untere Ofenmauer, welche bis auf 0,9 m Höhe aus gewöhnlichen Ziegelsteinen und dann bis auf 10,85 m über der Formebene aus feuerfesten Steinen hergestellt ist. q sind Kühlstücke, o die Wasserformen, p die Düsen. l ist das Hauptwindleitungsrohr; m ist ein Rohr zur Ableitung der Gase und Dämpfe in Flugstaubkammern. (Dasselbe hat 0,5 m Durchmesser und ragt 0,8 m in die Gicht hinein.) n ist der Vorheerd, h der Stechheerd, i die Schlackentrift. b ist der Blechmantel, in welchem

der Kernschacht eingemauert ist. Der Blechmantel ist mit dem Tragringe a verbunden, der seinerseits durch die auf der Sohlplatte und dem Sohlstein befestigten Säulen d getragen wird.

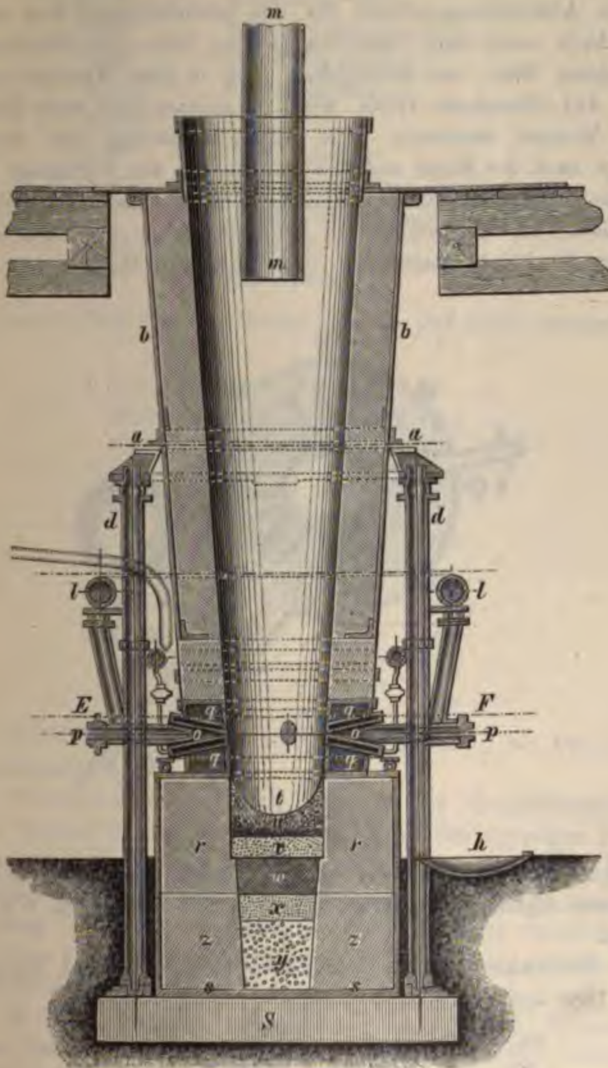


Fig. 265.

Bei guter Einrichtung und gutem Betriebe werden im Raschette-Ofen nahezu doppelt so viel Erze durchgesetzt als im Rundofen; im Rundofen bis $3^1/_2$ t, im Raschette-Ofen 6 bis 6,8 t in 24 Stunden. Der Rundofen ist in der Schicht mit 3 Mann (1 Schmelzer, 1 Vorläufer, 1 Schlacken-

läufer), der Raschette-Ofen mit 6 Mann (2 Schmelzer, 2 Vo 2 Schlackenläufer) belegt.

Die Beschickung wird, wie erwähnt, aus Erz, dem Nieders mittel, den Verschlackungsmitteln für die Kieselsäure und Erden der sowie den Auflockerungsmitteln für das schlichförmige Erz zusa gesetzt. Auch setzt man derselben gewisse blei- und silberhaltig schläge, deren Blei- und Silbergehalt man in dem Werkblei ansa will, zu. Auf Clausthaler Hütte wird in neuerer Zeit auch Kalkst geringen Mengen zugesetzt. Die Zusammensetzung der Beschi wechselt je nach der Natur und den Mengen des zur Verfügung steh Verschlackungsmaterials für die Kieselsäure (Kiesabbrände, Puddelschl Schweissschlacken, Eisenstein). In Lautenthal, wo die Entsilberu Clausthaler Werkbleis stattfindet und grössere Mengen von ble



Fig. 266.

silberhaltigen Abfällen entstehen, werden grössere Mengen derselben Erzschmelzen zugesetzt, um ihren Blei- und Silbergehalt im Werkbl zusammeln.

Die Beschickung der Clausthaler Hütte bestand beispiel im Jahre 1888 aus:

100	G.-Th.	Erz
50	-	geröstetem Stein
34	-	Schweissschlacken
28	-	Schlichschlacken (d. i. Schlacken von der eigenen Arbeit)
70	-	Steinschlacken
8	-	Kalkstein.

1890/91 war sie zusammengesetzt aus:

100	G.-Th.	Schlich
4,25	-	bleiischen Vorschlägen
44,05	-	geröstetem Stein
33,48	-	Schweissofenschlacken
1,86	-	Frischschlacken
1,31	-	Spatheisenstein
0,058	-	Eisen
51,18	-	Steinschlacken
71,43	-	Schlichschlacken (Schlacken vom Erzschmelzen)
2,53	-	Kalkstein
0,77	-	Flussspath.

In Lautenthal war die Beschickung im Juli 1893 zusammengesetzt wie folgt:

Schlich	5	t
Hüttenrauch	0,3	-
Gerösteter Bleistein	3	-
Kiesabbrände	0,35	-
Blei- und silberhaltige Vorschläge (Glätte)	0,5	-
Heerd	0,3	-
Walzensinter	0,25	-
Erzschlacke	4,5	-
Steinschlacke	2,5	-
Kalkstein	0,5	-

Der Betrieb wird in ähnlicher Weise geführt, wie bei der Röst- und Reductionsarbeit.

Die Windpressung beträgt 20—24 mm Quecksilbersäule. In 24 Stunden werden in den Raschette-Oefen und den doppelten Rundöfen, sog. Zwillingsöfen, 6—6,8 t, in den einfachen Rundöfen zwischen 3 und $3^1/_2$ t Erz durchgesetzt. Der Brennstoffverbrauch schwankt je nach der Zusammensetzung der Beschickung und der Natur der Erze zwischen 35 und 43% Koks vom Erzgewichte. Durchschnittlich wird man auf 100 t Schlich 40 t Koks annehmen können.

Auf 60 G.-Th. Werkblei fallen 65—70 G.-Th. Stein. In Lautenthal, wo grössere Mengen von bleiischen Vorschlägen mit den Erzen verschmolzen werden, ist die Menge des Werkbleis grösser als die des Steins. (Das Verhältniss schwankt je nach der Menge der zugeschlagenen Vorschläge.) So fielen im Betriebsjahre 1892/93 auf 100 Th. Werkblei 87,5 Th. Bleistein.

Werkblei und Stein werden gemeinschaftlich aus dem Sumpfe in einen Stechheerd abgestochen, während die Schlacke beständig aus dem Vorsumpfe ausfliesst. Nachdem der Stein erstarrt ist, wird er aus dem

[illegible]techheerte ausgenommen. Das darunter befindliche Werkblei wird in F[illegible] [illegible].

Das Werkblei enthält im Durchschnitt 0,14 % Silber. Die Zu[illegible] ammensetzung desselben ergiebt sich aus den nachstehenden An[illegible] von Hampe:

	Clausthal	Lautenthal
Pb	98.2944	98.36475
Cu	0,1862	0.2838
Sb	0.7203	0.5743
As	0.0064	0.0074
Bi	0.0048	0.0082
Ag	0.1412	0.1421
Fe	0.0064	0.0089
Zn	0.0028	0.0024
Ni	0.0023	0.0068
Co	0.00016	0.00035
Cd	Spur	Spur

Dasselbe geht zur Entsilberung nach Lautenthal.

Der Bleistein von der Niederschlagsarbeit enthält im Durchs[illegible] 7—15 % Blei, 3—8 % Kupfer und 0,02 bis 0,0325 % Silber.

Die Zusammensetzung des Bleisteins der Clausthaler Hütt[illegible] dem Jahre 1884/85 ergiebt sich aus der nachstehenden Analyse:

Pb	12.91	Co, Ni	0.09
Cu	3.50	Fe	48.35
Ag	0.03	Ca O	0,75
Sb	0.31	SiO_2	1,49
Zn	3.29	Mg O	0.05
Mn	0.19	S	28.81

Der Bleistein enthält nach Hampe (Chemiker-Ztg. 1892. 16 N[illegible] auch Sauerstoff, wie die nachstehenden 2 Analysen von Bleistei[illegible] Clausthaler Hütte vom Jahre 1878 bzw. 1887/88 darlegen.

	I	II
S	23,921	25.65
Pb	15,500	12,44
Fe	42,940	48,64
Cu	6,295	3,49
Sb	0,120	0,13
Ag	0,044	0,035
Zn	6,000	4,31
Mn	Spur	Spur
Ni	0,260	0,11
[illegible]	[illegible]	1,22
	[illegible]	96,025

Uebertrag	96,640	96,025
Al_2O_3	0,770	1,51
CaO	0,156	0,51
MgO	0,024	0,05
K_2O	0,170	0,13
Na_2O	0,280	0,10
SO_3	0,220	nicht bestimmt
O	1,500	2,03
	99,760	100,355

Die Menge des Schwefels in diesen Steinen reicht nicht hin, um mit Metallen ausser Kupfer und Silber (welche als Cu_2S bzw. Ag_2S in selben enthalten sind) einfache Schwefelmetalle zu bilden. Eisen und i müssen daher entweder theilweise als Metalle in den Steinen aufgelöst n oder auf einer niedrigeren Schwefelungsstufe stehen. Wie schon erhnt, ist die Existenz von Pb_2S und Fe_2S indess noch nicht mit Sicherit nachgewiesen (s. Allgem. Hüttenkunde Seite 9).

Im Jahresdurchschnitt 1886/87 enthielt der Bleistein der Clausthaler ütte 11,008 % Pb, 3,81 % Cu und 0,021 % Ag. Vom Bleigehalte der schickung wurden ausgebracht:

im Werkblei 80,92 %
im Stein 10,14 -

Vom Silbergehalte der Beschickung wurden ausgebracht:

im Werkblei 87,01 %
im Stein 13,22 -

Die Verarbeitung des Steins ist weiter unten dargelegt.

Die **Schlacke** steht hinsichtlich ihrer Silicirungsstufe zwischen dem ingulo- und Bisilicat, welchem letzteren sie näher steht als dem Singulolicat. In der letzten Zeit sind die Schlacken der Clausthaler Hütte was weniger sauer geworden als früher.

Die Zusammensetzung einer älteren Schlacke von Clausthaler Hütte t die nachstehende:

Kieselsäure	37,908
Eisenoxydul	32,695
Schwefeleisen	1,823
Baryumsulfat	1,508
Thonerde	8,320
Kalk	5,416
Magnesia	1,302
Zinkoxyd	3,948
Bleioxyd	3,896
Manganoxydul	1,020
Kali	0,419
Natron	1,013

Nickel- und Kobaltoxydul	0,038
Kupfer	0,080
Silber	0,0007
Antimon	0,059
Schwefel	0,031
Phosphorsäure	0,708

Eine weniger saure Schlacke der Clausthaler Hütte aus 1889/9 zusammengesetzt, wie folgt:

SiO_2	31,58	P_2O_5	0,83
$BaSO_4$	1,34	ZnO	6,90
BaO	1,34	MnO	0,71
Pb	2,45	CaO	4,90
Cu	0,16	MgO	0,11
FeO	40,29	S	2,63
Al_2O_3	7,20	Ag	0,0007 bis 0,

Nach der Probe haben die Schlacken $^1/_2$ % Blei. Sie werden, s sie nicht als Auflockerungsmittel bei dem Erzschmelzen und als Zus beim Steinschmelzen Verwendung finden, abgesetzt.

Die Verarbeitung des Bleisteins.

Wie schon hervorgehoben ist, dient der Bleistein im gerösteten stande als Niederschlagsmittel bzw. als eisenhaltiger Zuschlag beim schmelzen. Nun reichert sich aber bei wiederholter Verwendung dess der Kupfergehalt der jedesmaligen Schmelzbeschickung in ihm an un reicht bald eine solche Höhe, dass das Werkblei erhebliche Mengen Kupfer aus demselben aufnimmt. Man sucht daher den Kupfergehalt Steins nicht über eine gewisse Höhe hinausgehen zu lassen. Dieses erreicht man dadurch, dass man den Stein der Niederschlagsarbeit entw periodisch entzieht oder aber continuirlich gewisse Mengen desselben der Niederschlagsarbeit wegnimmt. Die periodische Entziehung des S und der Ersatz desselben durch frischen Stein findet statt, wenn Kupfergehalt desselben gegen 12% erreicht hat. Alsdann wird d Stein für sich auf Kupferstein verarbeitet. Die continuirliche Entzie besteht darin, dass von dem beim Erzschmelzen fallenden Stein ei wisser Theil (auf der Clausthaler Hütte $^1/_5$) für sich auf Kupferstein arbeitet wird.

Der sämmtliche bei der Niederschlagsarbeit gefallene Stein wird unabhängig davon, ob er wieder zur Niederschlagsarbeit zurückgeht ob er für sich weiter verarbeitet wird, einer Röstung unterworfen. der Clausthaler Hütte, wo in Folge der Einwirkung der Röstgase die Umgebung der Röststätten schon seit langer Zeit ein umfangreiches vastationsgebiet vorhanden ist, wird die Röstung in Haufen, in Laute (und auch auf der Altenauer Hütte) dagegen in Schachtöfen ausgef

Vor der Röstung lässt man den Stein an der Luft oberflächlich ver-ern, wodurch er mürbe wird und sich daher leicht in kleinere Stücke chlagen lässt.

Durch eine einmalige Haufenröstung wird der Stein nicht hinreichend schwefelt. Man muss 4, manchmal auch 5 Feuer anwenden, um den wefelgehalt bis auf die gewünschte Grenze, 6%, herunterzubringen. erbei verfährt man so, dass nach jedem Feuer die gut gerösteten Theile Haufens ausgehalten werden, während die Decke und die schlecht rösteten Theile nach vorgängigem Zerschlagen der Stücke mit den schlecht rösteten Stücken anderer Haufen zu einem neuen Haufen vereinigt erden. So erhält man aus dem ersten Feuer gewöhnlich $^1/_3$ des Steins hon als gut geröstet, während $^2/_3$ desselben in das folgende Feuer gehen. e Haufen werden auf einer Unterlage von Wasen (Reisigholz) und Stein-hlen oder von Scheitholz errichtet. Der Inhalt derselben schwankt je ch der Menge der zur Verfügung stehenden Steinbestände und dem Grade r Abröstung derselben zwischen 150 und 300 t. Ein Haufen im ersten uer brennt 2—3 Monate, später kürzere Zeit. Die Zeit, in welcher r gesammte Steininhalt eines Haufens gut geröstet ist, beträgt gegen Monate.

In Lautenthal wird der Stein in Schachtöfen, sogen. Kilns, geröstet, eren 6 zu einem System vereinigt sind. Dieselben besitzen senkrechte ände, sind 4,22 m hoch, 2,30 m breit und 2,54 m tief. Von der Sohle bis zu einer Höhe von 60 cm ist jeder Kiln mit 2 sich kreuzenden brutschsätteln versehen, so dass das Röstgut in 4 Theilen ausgezogen ird. Das Ausziehen geschieht durch 2 Thüren an der Vorderseite und 2 hüren an der Hinterseite der Kilns. Dem frischen Stein wird, um einem usammensintern vorzubeugen, nahezu die Hälfte bereits gerösteten Steins gesetzt. Auf 4 Theile frischen Rohstein setzt man 3 Theile einmal ge-steten Rohstein. Mit Einschluss dieses letzteren Steins werden in Stunden in einem Kiln 2,2 t Stein durchgesetzt. Die Abröstung ge-hieht bis auf 8% Schwefel. (Kiesbrenner, welche früher in Lautenthal Anwendung standen, liessen nur eine Abröstung bis auf 13% Schwefel). Die bei der Kilnröstung entwickelten Röstgase besitzen 5—6 Vol.-rocente Schweflige Säure und werden zur Herstellung von Schwefelsäure nutzt.

Der geröstete Stein nun, soweit er nicht zur Niederschlagsarbeit rückkehrt, wird mit Erzschlacken beschickt, in als Sumpföfen zugestellten chachtöfen mit 1 bis 2 Formen in der Hinterwand auf Werkblei und upferstein verschmolzen. Auf der Clausthaler Hütte hat ein derartiger fen 6,90 m Höhe, kreisrunden Querschnitt mit 1,40 m Durchmesser in er Gichtebene und 0,80 m Durchmesser in der Formebene, welche letztere 0 cm über der Heerdsohle liegt. Die einzige Form von 60 cm Rüssel-urchmesser ragt 20 cm in den Ofen hinein.

Die Beschickung besteht aus:

100 G.-Th. Bleistein,
100 bis 140 G.-Th. Erzschlacke.

In 24 Stunden werden in einem Ofen 5,69 t gerösteter Stei
1,61 t Koks durchgesetzt. (1 Th. Koks trägt 4,94 G.-Th. Stein oder
G.-Th. Beschickung.) In der Schicht erfordert der Ofen 2 Mann B
nung (1 Schmelzer und 1 Vorläufer). Aus 100 Th. geröstetem Stei
hält man gegen 8 Th. Werkblei und gegen 15—16 Th. Kupferstein.
Werkblei enthält 0,22% Silber und wurde bisher, da es für die Zin
silberung wegen seines Kupfergehaltes nicht so gut geeignet ist wi
Blei von der Erzarbeit, abgetrieben.

Der Stein enthält:

Pb	8,01
Cu	12,29
Ag	0,035
Fe	45,62
Zn	3,36
S	21,8.

Der Bleistein, welcher bereits durch wiederholtes Zurückgeben
Niederschlagsarbeit an Kupfer angereichert war, fällt natürlicherweise re
an Kupfer aus. So hatte beispielsweise der Lautenthaler Stein von
Niederschlagsarbeit 7—8% Kupfer, 10—17% Blei und 0,03% Silber.
selbe wird in zweiförmigen Schachtöfen von 3 m Höhe und trapezförm
Horizontalquerschnitt bei 18—24 mm Quecksilbersäule Windpressung
schmolzen.

Die Entfernung zwischen Formebene und Gichtebene beträgt 2,
In der Formebene ist die Rückwand 0,75 m, die Vorwand 0,50 m
Die Entfernung zwischen Vorwand und Rückwand beträgt 1 m.
Gichtebene ist nahezu kreisrund bei 0,85 m Durchmesser. Die Rüssel
der Formen beträgt 50 mm.

Auf 3,6 Th. Stein setzt man 4,2 Th. Erzschlacken. (1893 be
die Beschickung aus gleichen Theilen von Stein und Erzschlacke.)
24 Stunden setzt man 3,6 t Stein bzw. 7,8 t Beschickung durch bei
Brennstoffaufwand von 1,11 Th. Koks.

Man erhält Werkblei mit 0,16—0,24% Silber und Stein mit 7-
Blei, 0,03% Silber und bis 20% Kupfer.

Die Schlacke hält 1,55 bis 2% Blei. Die Zusammensetzun
auf der Clausthaler Hütte gefallenen Schlacke ergiebt sich aus der
stehenden Analyse:

SiO_2	24,91	Ni, Co	0,13
Pb	1,55		
Cu	0,90	Zn O	6,56
Ag	0,0022	Mn O	0,75

Sb	0,20	Mg O	0,38
Fe O	51,85	Ca O	4,25
$Al_2 O_3$	4,50	S	3,86
$P_2 O_5$	0,69	$Na_2 O$	0,33
$K_2 O$	0,51.		

Der bei dieser Arbeit, dem sog. ersten Durchstechen, erhaltene in wird geröstet und dann auf Werkblei und einen an Kupfer angecherten Stein verschmolzen.

Die Röstung des Steins geschieht in der beschriebenen Weise auf : Clausthaler Hütte in Haufen, auf der Lautenthaler Hütte in ıachtöfen.

Das Verschmelzen desselben geschieht in einförmigen Schachtöfen. n beschickt ihn mit Schlacke vom Erzschmelzen. Auf Clausthaler tte setzt man auf 100 Th. Stein 140 Th. Erzschlacke, auf der Lautenler Hütte 100 Th. Erzschlacke. Aus 100 Th. geröstetem Stein erhält n 5—7 Th. Werkblei und 22—27 Th. Stein (Kupferstein). Das Werki hat 0,24% Silber und geht zum Abtreiben. Der Stein hat 28 bis % Kupfer, 6 bis 13% Blei und 0,06 bis 0,08% Silber. Ein derartiger ein von der Clausthaler Hütte zeigte die nachstehende Zusammensetzung:

Pb	13,00
Cu	35,72
Ag	0,08
Fe	21,88
Zn	2,23
S	19,49.

Die Schlacke von diesem zweiten Stein-Durchstechen auf der austhaler Hütte hatte die nachstehende Zusammensetzung:

$Si O_2$	27,21	Ni, Co	0,06
$Ba SO_4$	1,11		
Pb	2,25	Zn O	0,24
Cu	1,39	Mn O	1,07
Ag	0,0012	Mg O	0,52
Sb	0,08	Ca O	5,46
Fe O	54,56	$Na_2 O$	0,31
$Al_2 O_3$	0,85	$K_2 O$	0,64
$P_2 O_5$	0,85	S	2,34.

Dieselbe ist, ebenso wie die Schlacke vom vorhergehenden Durchtechen und den folgenden Durchstechen, Singulosilicat und wird bei em Erzschmelzen zugeschlagen.

Der bei diesem zweiten Durchstechen erhaltene Stein wird der upferarbeit übergeben. Er wird geröstet und in Schachtöfen mit Spurofen-3rillenheerd-)Zustellung geschmolzen. Diese Röstungen und Schmelzungen erden 3 bis 4 Male nacheinander ausgeführt. Man erhält bei diesen Ar-

[illegible] der [illegible]

[illegible]

[illegible] bei der [illegible]

[illegible] geröst[illegible]

[illegible] genommen w[illegible]

[illegible] versch[illegible]

[illegible] Zusammense[illegible]

[illegible]

[illegible] Zusammensetzung [illegible]

[illegible]

[illegible] Weise [illegible]

[illegible] entsprechen[illegible]

[illegible] an Kupfer [illegible]

[illegible] wurden das 5. und [illegible]

[illegible] der zur Verfügung stehenden [illegible]

[illegible] auf der Clausthaler Hütte [illegible]

[illegible] Schwarzkupfer, 38.5 [illegible]

[illegible] 59.5 -

[illegible] 56.5 -

[illegible] des Schwarzkupfers vom 6. [illegible]

[illegible] nachstehen[illegible]

[illegible]

Lautenthal erhielt man beim vereinigten V. und VI. Durchstechen und 3. Durchstechen des Kupfersteins genannt) aus 100 Th. ge- Steins 62 Th. Schwarzkupfer und 31 Th. Stein. Das Schwarz- enthielt: 0,24 bis 0,30 % Silber, 10 bis 15 % Blei und 75 bis ipfer. Der Stein enthielt 0,1 % Silber, 3 % Blei und 75 bis 78 %

e Zusammensetzung der auf der Clausthaler Hütte gefallenen Steine und V Durchstechen im Jahre 1884 und vom VI. Durchstechen e 1885 war die nachstehende:

	IV 1884	V 1884	VI 1885
Pb	6,32	3,88	2,36
Ag	0,06	0,035	0,020
Cu	58,10	59,86	52,18
Fe	11,01	12,24	19,82
Zn	0,96	0,75	0,59
S	20,15	20,78	20,20.

Zusammensetzung der auf der Clausthaler Hütte beim IV. und stechen im Jahre 1884 und beim VI. Durchstechen im Jahre 1885 Schlacke ergiebt sich aus den nachstehenden Analysen:

	IV 1884	V 1884	VI 1885
SiO_2	17,06	18,97	21,49
Pb	1,02	0,92	0,81
Cu	1,88	1,58	1,66
Ag	—	—	—
Sb	0,34	0,20	0,32
FeO	65,08	61,84	59,68
Al_2O_3	5,36	6,47	8,55
P_2O_5	0,45	0,47	0,79
MnO	0,56	0,50	0,52
ZnO	2,55	2,90	2,02
Co, Ni	0,34	0,54	0,38
CaO	2,32	2,27	2,56
MgO	0,24	0,47	0,41
K_2O	0,63	0,77	0,75
Na_2O	0,41	0,53	0,47
S	1,02	0,92	1,55.

inigte Röst-, Reductions- und Niederschlagsarbeit.

e Vereinigung der Röst-Reductionsarbeit mit der Nieder- t wird häufig ausgeführt, besonders wenn ein Theil der Erze gehalt hat und daher ungeröstet verschmolzen wird.

Auch wird diese Arbeit ausgeführt, wenn eine hinreichend schwefelung der Erze, wie z. B. beim Rösten derselben in Stückfo Haufen und Stadeln nicht erreicht worden ist. In allen diesen werden die eisenhaltigen Zuschläge so bemessen, dass aus der beim Schmelzen im Schachtofen hinreichende Mengen von Eisen zu legung des Schwefelbleis reducirt werden. Im Uebrigen unterscheid der Prozess hinsichtlich der Ausführung nicht von dem Schmelz der Röst- und Reductionsarbeit und wird auch in den nämlichen ausgeführt wie der letztere. Ein derartiger Prozess steht z. B. in führung zu St. Andreasberg im Harz (siehe Silbergewinnung), Alter Harz (siehe Silbergewinnung) und auf Victor-Friedrichshütte bei Ale

Auf der Victor-Friedrichshütte werden sog. Rohschmelzer, n kalk- und spatheisensteinhaltige Erze mit 20 % Blei, blendige Er 50 % Blei und Setzgraupen mit 20 % Blei) roh in Stücken von 3,3 cm Seite mit geröstetem Bleiglanz von 40 % Bleigehalt in P verschmolzen. Die Röstung der Bleierze geschieht in einheerdigen schaufelungsöfen von 10,74 m Länge und 2,10 m Breite. Die Grös Einsätze beträgt 1/2 t. Sie wird als Sinterröstung geführt. Im Of finden sich stets 5 Einsätze. In 24 St. werden 4 t Erz bei einem stoffaufwand von 0,4 t Steinkohlen, 1 Raummeter Holz und 2 He Cinders auf 2 % Schwefel abgeröstet.

Der Schmelzofen ist ein Pilzofen mit Tiegelofenzustellung, wie e (Seite 370) beschrieben ist.

Die Beschickung besteht aus

30 % rohen Erzen,
20 - gerösteten Erzen,
40 - Schlacken von der eigenen Arbeit,
10 - Kalkstein.

In 24 Stunden werden ca. 20 t Erz bei einer Windpressung v bis 36 cm Wassersäule und 12 % Koksverbrauch vom Gewichte d schickung durchgesetzt.

Man erhält auf 100 G.-Th. Werkblei 80 G.-Th. Stein.

Das Werkblei hat die Zusammensetzung:

Cu	0,2674	S	0,0784
Sb	0,8296	Zn	0,0023
Pb	98,4296	Fe	0,0355
Ag	0,2350	Ni	Spur.
As	0,0264	Co	Spur.

Der Stein enthält gegen 25 % Blei, 2 % Kupfer und 61 %

Die Schlacke (Singulosilicat) hat die Zusammensetzung:

Ag	0,001	CaO	3,9
SiO_2	28,9	MgO	1,1
Al_2O_3	11,2	PbS	1,4
MnO, FeO	48,8	ZnS	6,0

Das Werkblei geht zur Entsilberung oder wird direct abgetrieben.

Der Stein wird in Kilns und Stadeln geröstet und dann zusammen mit der wegen ihres Bleigehaltes noch nicht absetzbaren Schlacke dem Schlackenschmelzen in Pilzöfenunterworfen. Hierbei schlägt man bleiische Vorschläge (Abstrich, Heerd, Glätte), sowie bleihaltige Abfälle von Fabriken (Bleiasche) und gewisse kupfer-, silber- und bleihaltige Erzsorten, sog. Zuschlagerze, zu. Zeitweise bestand die Beschickung aus:

60 % Schlacke,
10 % Spath- oder Klauberz,
10 % Kiesschlichen,
10 % geröstetem Stein,
10 % Bleiasche oder bleiischen Vorschlägen.

In 24 Stunden wurden 40 t Beschickung durchgesetzt bei 7—8 % Koksverbrauch vom Gewichte der Beschickung und einer Windpressung von 28—30 cm Wassersäule.

Man erhält bei dieser Arbeit Werkblei, absetzbare Schlacke und einen Stein, welcher gegen 5 % Kupfer und 12—15 % Blei enthält. Derselbe wird so lange geröstet und bei der Schlackenarbeit zugesetzt, bis sein Gehalt an Kupfer 12—15 % erreicht hat. Alsdann wird er für sich mit angemessenen Zuschlägen auf Kupfer, Silber und Blei verarbeitet.

Auf den Hüttenwerken zu Juliushütte und Sophienhütte (siehe Seite 388), wo die Erze in Haufen geröstet werden und eine vollständige Entschwefelung nicht erreicht wird, ist die Niederschlagsarbeit in einem gewissen allerdings geringen Maasse mit der Röst- und Reductionsarbeit vereinigt. Als Niederschlagsmittel dient hier hauptsächlich das in den gerösteten Erzen enthaltene Eisenoxyd.

In den Vereinigten Staaten von Nordamerika wird reiner silberhaltiger Bleiglanz gewöhnlich ungeröstet den gerösteten Erzen zugeschlagen. Beträgt der Silbergehalt desselben über 100 Unzen per t, so wird er grundsätzlich ungeröstet verschmolzen, in vielen Fällen aber auch schon bei geringerem Silbergehalte. Als Niederschlagsmittel dienen gerösteter Bleistein oder, falls der letztere direct für sich weiter verarbeitet wird, Eisenoxyd enthaltende Erze oder reiner Eisenstein. Der Prozess und die Apparate weichen auch hier nicht von denen der Röst- und Reductionsarbeit ab. (Globe Smelters bei Denver, Grant Smelters bei Denver.)

Die Vereinigung der Niederschlagsarbeit mit dem Verschmelzen oxydischer Bleierze (Bleicarbonat)

wird häufig ausgeführt, wenn das Bleicarbonat überwiegt, wie es beispielsweise bislang auf manchen Werken im Westen der Vereinigten Staaten von Nordamerika der Fall war. In früheren Zeiten geschah dies auch, wenn der Bleiglanz im Erzgemenge überwiegend war. Gegenwärtig werden im Westen der Vereinigten Staaten die Erze mit über 15% Schwefelgehalt, welcher letztere ausser von Schwefelblei von Pyriten, Schwefel-Arsenverbindungen und Zinkblende herrührt, grundsätzlich geröstet, wenn nicht der Silbergehalt eine Ausnahme bedingt. Wie schon erwähnt, findet die Röstung bei Erzen mit einem grösseren Silbergehalte als 100 Unzen per t nicht statt.

Alle Erze dagegen, bei welchen das Bleicarbonat über die Sulfide überwiegt, werden ungeröstet verschmolzen. Die Sulfide mit grösserem Silbergehalte sowie Erze mit geringeren Schwefelmengen werden in angemessenen Verhältnissen mit oxydischen Erzen gattirt. Die letzteren führen auch häufig das für die Niederschlagsarbeit erforderliche Eisen in Gestalt von Eisenoxyd mit sich. Ferner wird der bei dieser Arbeit erhaltene Bleistein geröstet und der Schmelzbeschickung zugesetzt, so dass sein Gehalt an Eisenoxyd gleichfalls als Niederschlagsmittel zur Geltung kommt. Die Ausführung dieses Prozesses weicht nicht vom Schmelzprozesse der Röst- und Reductionsarbeit ab. Er steht beispielsweise in Anwendung auf den Werken bei Pueblo in Colorado (Pueblo Smelters, Colorado Smelters, Philadelphia Smelters), ferner in Nevada und Utah.

In Tasmania werden gleichfalls Gemenge von Bleicarbonat und Bleiglanz auf den Zeehan and Dundas Smelting Works bei Zeehan verarbeitet. Das Carbonat enthält 10% Kieselsäure, 5—10% Mangan und 25% Blei, während der Bleiglanz sehr rein ist und bis 150 Unzen Silber per t enthält. Die Oefen sind amerikanische Oefen mit rechteckigem Horizontalquerschnitt, Rast und Waterjacket in der Schmelzgegend. In der Formebene sind sie 1,016 m tief und 3,454 m i. L. lang. Die Höhe von der Hüttensohle bis zur Gicht beträgt 6,096 m. Die Zahl der Formen beträgt 16. Das Erzgemenge enthielt 1892: Kieselsäure 7—8%, Eisenoxydul 21—24%, Manganoxydul 4 bis 6%, Blei 38—41%, Schwefel: 2,6%, Silber: 25—32 Unzen per t. Die Schlacke enthielt: $SiO_2 = 30\%$, $FeO = 40\%$, $CaO = 20\%$. In 24 Stunden wurden 80 t Beschickung durchgesetzt.

In den Provinzen Murcia und Almeria im südlichen Spanien werden Bleiglanz und Gemenge von Brauneisenstein und Bleicarbonat zusammen verschmolzen, manchmal auch unter Zuschlag von silberhaltigem Brauneisenstein. Hierbei wird der Bleiglanz durch das aus dem Eisenoxyd ausgeschiedene Eisen reducirt. Die Oefen sind Zugschachtöfen oder castilianische Gebläseschachtöfen. Man erhält Werkblei und Stein. Der letztere wurde früher auf die Halde geworfen, während er gegenwärtig geröstet und

nn der Erzbeschickung zugeschlagen wird. Auf den meisten spanischen ütten werken ist gegenwärtig für Bleiglanz die Röst- und Reductionsarbeit ngeführt.

Die Bleigewinnung aus Bleicarbonat.

Bleicarbonat wird beim Erhitzen mit Kohle oder Kohlenoxyd bis zu er Reductionstemperatur des Bleioxyds (Rothglut) zu Blei reducirt. Die ohlensäure verliert es bereits bei 200° C.

Die hüttenmännische Verarbeitung des Bleicarbonats auf Blei besteht aher in einem reducirenden Schmelzen dieses Salzes in Flammöfen oder chachtöfen und in einem Verschlacken der Beimengungen.

Die Verarbeitung des Bleicarbonats in Flammöfen findet nur ausahmsweise statt, da man ausser Blei stets bleireiche Schlacken erhält, elche in Schachtöfen verhüttet werden müssen.

Man verwendet zur Flammofenarbeit nur ganz reine Erze und Flammfen mit geneigtem Heerde oder Sumpf. Die Erze werden mit Koks, olzkohlen, mageren Steinkohlen oder Braunkohlen gemengt und bei reduirender Flamme unter öfterem Durchrühren bis zum Zusammenfritten erhitzt. as reducirte Blei sammelt sich im Sumpfe bzw. an der tiefsten Stelle es Heerdes an. Die Rückstände werden in Schachtöfen auf Blei verrbeitet.

Grundsätzlich verarbeitet man die Bleicarbonat enthaltenden Erze in chachtöfen. Die Schachtofenarbeit wird im südlichen Spanien, im Westen der Vereinigten Staaten von Nordamerika und in Neu-Süd-Wales in Australien angewendet.

Man verschmilzt die Erze mit geeigneten Zuschlägen für die Schlackenbildung. Da dieselben gewöhnlich quarzig sind, so setzt man Kalk- oder Eisenstein zu. Auch giebt man stets als Fluss- und Auflockerungsmittel ine gewisse Menge von Schlacke der eigenen Arbeit zu.

Die Oefen sind nach den nämlichen Grundsätzen, wie sie bei der Röst- und Reductionsarbeit dargelegt sind, einzurichten. So lassen sich in inem amerikanischen Ofen mit rechteckigem Horizontalquerschnitt von ,524 $\times$ 0,914 qm in der Formebene (36 by 60 inches) in 24 Stunden 48 t inkfreie Carbonate mit 40% Bleigehalt oder 18 t derartige Carbonate mit 18 bis 20% Blei durchsetzen.

In der ersten Zeit nach der Entdeckung der Bleierz-Lagerstätten von Leadville (Colorado) wurden daselbst ausschliesslich Carbonate, welche grössere Mengen von Silber enthielten, verschmolzen. Gegenwärtig hat man es daselbst nur noch mit Gemengen von Carbonaten und Sulfiden sowie mit Sulfiden allein zu thun. Dabei ist der Bleigehalt, welcher früher durchschnittlich 20% betrug, gegenwärtig auf 12% herabgegangen. Das Silber war in den Carbonaten von Leadville theils als Chlorsilber, theils in gediegenem Zustande enthalten. Der Gehalt der Carbonate an Silber betrug 0,06—2%.

Beispielsweise verschmolz man auf dem Werke von Berdell und Witherell bei Leadville Erze mit 30% Blei und 300 g Silber per t in einem Ofen mit rectangulärem Horizontalquerschnitt und Wassermantel um die Schmelzzone. Die Höhe desselben von der Sohle bis zur Gicht betrug 2,60 m, der Querschnitt 1,20 × 0,80 m. Die Zahl der Formen betrug 5 mit je 6 cm Rüsselweite. Je 2 befanden sich an jeder Längswand und eine in der Hinterwand. Die Windpressung betrug 30 mm Quecksilbersäule. Die Beschickung bestand aus 112,5 kg Erz, 21 kg Schlacke, 12 kg eisenhaltigem Erz, welches etwas Gold und Quecksilber hielt, 12,5 kg Koks und 12,5 kg Holzkohlen. Das Durchsetzquantum in 24 Stunden betrug 10 t Erz. Man erhielt Werkblei mit 0,9% Silber, etwas Stein mit 1% Arsen und wenig Antimon und eine Schlacke mit 0,0030 bis 0,0060% Silber.

Gegenwärtig kommt ein grosser Theil der Carbonate, welche im Westen der Vereinigten Staaten verschmolzen werden, aus Mexico. Dieselben enthalten durchschnittlich 20% Blei.

So werden beispielsweise auf den vom Verfasser besuchten Philadelphia works bei Pueblo, Staat Colorado, ausser Erzen aus Colorado und Utah auch Erze aus Mexico verschmolzen. Der durchschnittliche Silbergehalt der Erze beträgt 38—40 Unzen per t. Die Beschickung wird daselbst so zusammengesetzt, dass sie 13% Blei enthält und ein Werkblei mit 160 bis 300 Unzen Silber per t liefert. Die Oefen besitzen rechteckigen Horizontalquerschnitt und Wassermantel um die Schmelzzone. Sie besitzen eine Gesammthöhe von 6,4 m. Die Höhe von der Formebene bis zur Gicht beträgt 4,57 m. Die Formebene ist 1,06 m breit und 3,048 m lang. Von der Formebene bis zum oberen Theile der Rast erweitert sich der Ofen um 0,254 m an jeder Seite.

In 24 Stunden setzt ein solcher Ofen 60—70 t Carbonate durch.

Die Schlacke enthält 1/2% Blei und 1/2 Unze Silber zur t.

Auf den Werken der Consolidated Kansas City Smelting and Refining Company zu El Paso im Staate Texas werden Carbonate aus der Sierra Mojada in Mexico, welche 25% Blei und 22 Unzen Silber per t enthalten, zusammen mit Erzen von Tombstone in Arizona, welche frei von Blei, aber silberhaltig und reich an Oxyden von Eisen und Mangan sind, verschmolzen.

Die Oefen sind amerikanische Oefen mit rechteckigem Horizontalquerschnitt, Rast und gusseisernem Wassermantel um die Schmelzzone, sowie mit Arents'schem Stich. Die Zahl der Formen per Ofen beträgt 13. Die Rüsselweite beträgt 0,101 m. Die Formebene ist i. L. 3,048 m lang und 1,066 m breit. Die Höhe von der Formebene bis zur Gichtöffnung beträgt 5,181 m. Die Windpressung beträgt 432 mm Wasser.

Die Beschickung besteht aus:

900	lbs.	Erz,
350	-	Kalkstein,
300	-	Schlacke von der eigenen Arbeit
1550	lbs.	Erzbeschickung.
200	-	Koks,
40	-	Holzkohle.

In 24 Stunden werden durchgesetzt:

40,5 t	Erz,
15,5 t	Kalkstein,
13,5 t	Schlacke
69,5 t.	

Der mittlere Bleigehalt der Beschickung beträgt 11—13 %, der ttlere Silbergehalt 40 Unzen per t.

In 24 Stunden werden in einem Ofen 4 t Werkblei mit 200 bis 300 ızen Silber und $^1/_2$ bis 1$^1/_2$ Unzen Gold per t erzeugt. Ausserdem fallen $_2$ t Stein mit 80 bis 100 Unzen Silber per t. Die Schlacke enthält $^1/_2$ 1$^1/_2$ % Blei und $^3/_4$ bis 1$^1/_2$ Unzen Silber per t, ferner 32 % Kiesel-ure, 38 % Eisenoxydul und 20 % Kalk, daneben noch Zinkoxyd, Thon-de, Schwefel, Blei etc.

Das Werkblei geht zur Entsilberung. Der Stein wird zuerst in adeln, dann in Fortschaufelungsöfen geröstet und darauf mit quarzigen ıpfer- und Silbererzen auf einen zweiten Stein verschmolzen, welcher in ansas City (Argentine works) auf Kupfer und Silber verarbeitet wird.

In Australien werden zu Broken Hill in Neu-Süd-Wales gegen-irtig grosse Mengen von silberhaltigem Bleicarbonat mit silberhaltigen seligen und kaolinhaltigen Erzen, welche letzteren nur geringe Mengen von eicarbonat enthalten, verarbeitet. Das Silber ist in diesen Erzen als Chlor-ber und gediegen Silber, in geringeren Mengen als Jodsilber und Brom-ber enthalten. Die mächtigen gangartigen Lagerstätten, auf welchen die dachten Erze vorkommen, gehen in der Tiefe in blendehaltige Sulfide er, so dass auch hier das gegenwärtig in so grossem Umfange betriebene rschmelzen der Carbonate mit der Zeit aufhören wird. Die Oefen auf mmtlichen Broken-Hill-Werken sind amerikanische Oefen mit oblongem rizontalquerschnitt, gusseisernem Wassermantel um die Schmelzzone und ents'schem Stich. In der Formebene sind sie i. L. 1,524 m breit und 344 m lang. Die Zahl der Formen beträgt 12, je 5 an jeder langen ite und je 1 an jeder kurzen Seite des Ofens. Die Einrichtung der efen ergiebt sich aus den Figuren 267 bis 270.

Die auf den Werken der grössten Gesellschaft, der Broken Hill roprietary Company zur Zeit der Anwesenheit des Verfassers daselbst 891/92) verschmolzene Erzgattirung enthielt 15 bis 18 % Blei und 2 bis *39* Unzen Silber per t.

Dieselbe bestand aus:

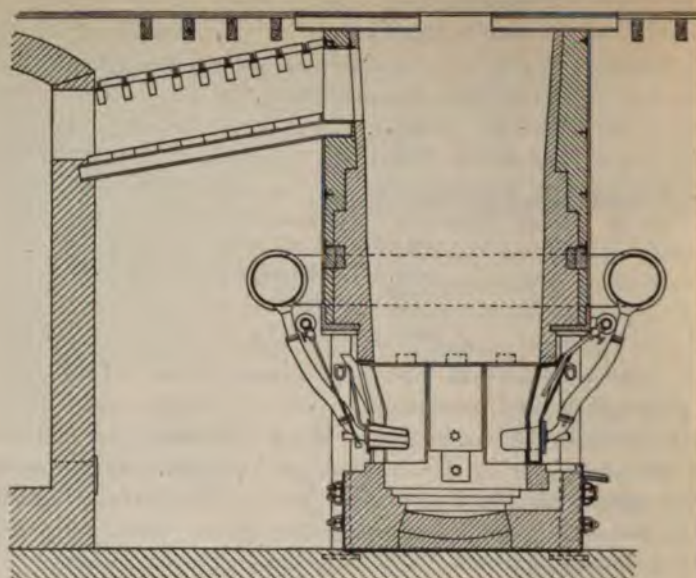


Fig. 267.

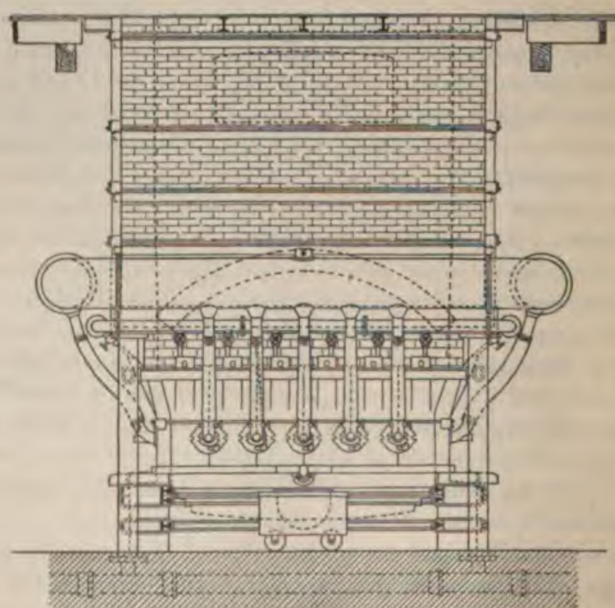


Fig. 268.

51,5 % Carbonat-Erzen,
47 - kieseligen kaolinhaltigen und eisenschüssigen Erzen,
1,5 - silber- und bleihaltigen Eisenerzen.

Dieser Erzgattirung wurden 32 % Kalkstein und 3,1 % Eisenstein zugesetzt. In einem Ofen wurden in 24 Stunden ca. 50 t Erzgattirung

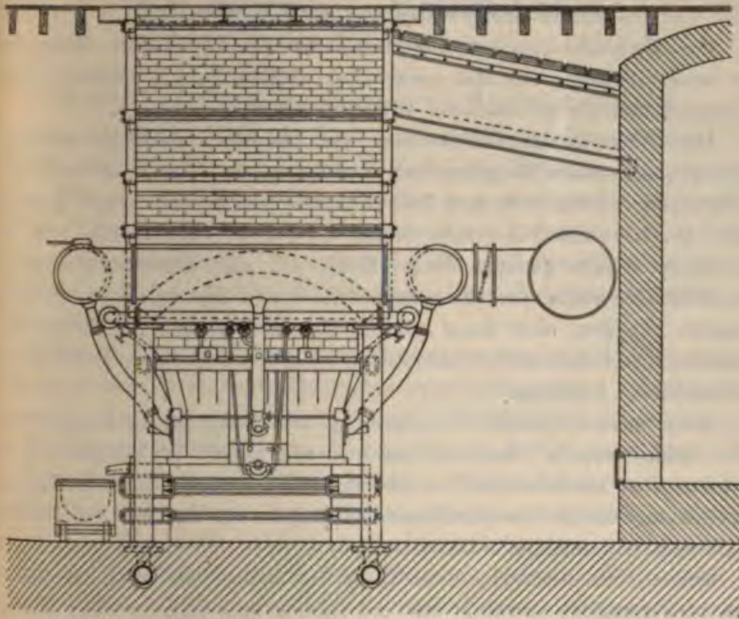


Fig. 269.

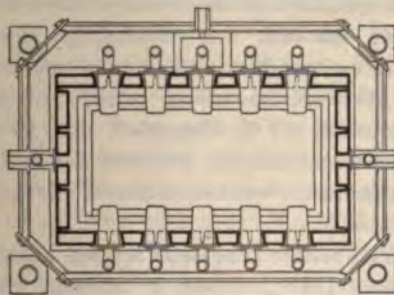


Fig. 270.

durchgesetzt. An Brennstoff wurden 18 % Koks und 2,8 % Holzkohle vom Gewichte der Erzgattirung verbraucht. An einem Ofen waren in der Schicht 7 Arbeiter beschäftigt.

Im Jahre 1891/92 wurden auf den Werken der Proprietary Company 46 907 t Erz verschmolzen und lieferten 39 390 t Blei mit 9 269 022 Unzen Silber.

Ein Theil der Erze von Broken Hill wird am Seeufer in Süd-Australien (Dry Creek bei Adelaide und Port Pirie) in der nämlichen Weise wie angegeben verschmolzen.

Das Werkblei wird bis jetzt zum geringeren Theile in Australien entsilbert, zum grösseren Theile geht es nach Europa.

Die Bleigewinnung aus Bleisulfat.

Das Bleisulfat kommt nur ausnahmsweise in solchen Mengen vor, dass es selbstständig auf Blei verarbeitet werden kann. Gewöhnlich wird es gemeinschaftlich mit anderen Bleierzen zu Gute gemacht.

Die selbstständige Verarbeitung des Bleisulfats geschieht am besten in Flammöfen. Steht Bleiglanz zur Verfügung, so setzt man soviel davon zu, dass sich Schwefelblei und Bleisulfat, wie bei der Röst- und Reactionsarbeit, in Blei und Schweflige Säure zersetzen. Andernfalls setzt man dem Bleisulfat eine gewisse Menge Kohle zu, um dasselbe theilweise zu Schwefelblei zu reduciren. Das Schwefelblei und das unzersetzt gebliebene Bleisulfat zerlegen sich dann gegenseitig in Blei und Schweflige Säure. Dieser Prozess liefert stets Rückstände, welche einer weiteren Verarbeitung in Schachtöfen bedürfen.

Eine weitere Art der Verarbeitung des Bleisulfats in Flammöfen besteht darin, dasselbe durch Schmelzen mit Quarz in Bleisilicat zu verwandeln. Das letztere wird am besten mit eisenhaltigen Zuschlägen und Kalkstein in Schachtöfen geschmolzen, ähnlich wie das bei der Röst- und Reductionsarbeit erhaltene Bleisilicat.

Schliesslich lässt sich das Bleisulfat mit Kohle und metallischem Eisen in Flammöfen sowohl, wie mit Kohle und Oxyden oder basischen Silicaten des Eisens in Schachtöfen verschmelzen. Hierbei wird das Bleisulfat zu Schwefelblei reducirt und das letztere durch das metallische Eisen beziehungsweise durch das aus den eisenhaltigen Zuschlägen reducirte Eisen unter Ausscheidung von Blei und Bildung von Bleistein zerlegt.

Schnedermann (Percy-Rammelsberg, S. 297) schlägt vor, Bleisulfat mit 67 % Calciumcarbonat, 37 % Flussspath und 12 bis 16 % Kohle in Flammöfen zu verschmelzen. Hierbei soll sich das Blei unter Bildung von Calciumcarbonat ausscheiden, welches letztere mit dem Flussspath eine Schlacke bildet.

Zu Bagilt in Flintshire (England) wurden australische Bleierze mit 57,5 % Bleisulfat und 0,96 % Silber in Mengen von je 1275 kg mit 76,5 kg Kohlenklein, 38 kg Roheisen und 51 kg Kiesabbränden im Flammofen auf Werkblei verschmolzen. Die gedachte Beschickung wurde in 8 Stunden durchgesetzt.

Man erhielt ausser Werkblei mit 3,98 % güldischem Silber eine geringe Menge (38 kg) Bleistein mit 13,50 % Blei, 5 % Kupfer und 0,08 % Silber. Der letztere wurde geröstet und auf Werkblei und Kupferstein verschmolzen.

Die Gewinnung des Bleis aus bleihaltigen Hütten-Erzeugnissen.

Die bleihaltigen Hütten-Erzeugnisse fallen bei der Bleigewinnung, beim Raffiniren des Bleis und bei der Scheidung des Bleis vom Silber. Diese Erzeugnisse sind hauptsächlich: Rückstände von der Röst- und Reactionsarbeit, Bleistein, Schlacken, Ofenbruch, Geschur, Gekrätz, Flugstaub, Glätte, Heerd, Abzug und Abstrich.

Rückstände von der Röst- und Reactionsarbeit.

Die Rückstände von der Röst- und Reactionsarbeit enthalten Bleioxyd, Bleisulfat, Bleisilicate, Schwefelblei und die Beimengungen des Bleiglanzes. Dieselben werden in Schachtöfen nach den Principien der Röst- und Reductionsarbeit oder der vereinigten Röst- Reductions- und Niederschlagsarbeit verschmolzen. Im letzteren Falle wird das Schwefelblei durch zugeschlagenes Eisen oder durch aus eisenhaltigen Zuschlägen während der Schachtofenarbeit reducirtes Eisen zerlegt.

In England stehen auf einigen Werken niedrige, aus Gusseisenplatten zusammengesetzte, 1 m hohe einförmige Schachtöfen, sogen. „Schlackenheerde", in Anwendung. Dieselben sind hinsichtlich der Zustellung Spuröfen (die Sohle des Heerdes besteht aus einer auf die Sohlplatte aufgestampften Cinderlage) und besitzen einen Vorheerd, in welchem sich ein Spurtiegel und ein vor demselben angebrachter Schlackentiegel, beide aus Gusseisen hergestellt, befinden. In den Schlackentiegel fliesst die aus dem Spurtiegel austretende Schlacke und wird daselbst durch zufliessendes kaltes Wasser zerstäubt, so dass die von ihr eingeschlossenen Bleikörner leicht gewonnen werden können. Das Blei wird entweder aus dem Spurtiegel ausgeschöpft oder in einen Stechheerd abgestochen.

Die Einrichtung eines derartigen Heerdes (mit eingeschriebenen Zahlen in englischem Maasse) ist aus den Figuren 271 und 272 zu ersehen. d ist die Vorwand, e die Hinterwand, a die Sohlplatte, b der Spurtiegel, c der Schlackentiegel, g die Lutte, welche das Wasser zum Zerstäuben der Schlacke zuführt, d ein Stechheerd. Die Sohle, der Spurtiegel und der Schlackentiegel sind mit Cinderlagen bedeckt. In einem derartigen Ofen werden in Keldhead in 6 Stunden gegen 4 t Rückstände durchgesetzt.

Am besten ist es, die Rückstände in hohen Schachtöfen, wie sie bei der Röst- und Reductionsarbeit beschrieben sind, zu verschmelzen.

Ein Beispiel hiervon liefert die Friedrichshütte bei Tarnowitz, wo die Rückstände von der Röst- und Reactionsarbeit (Tarnowitzer Prozess) in den nämlichen Oefen verschmolzen werden wie die in Fortschaufelungsöfen gerösteten Erze (Röst- und Reductionsarbeit).

Die Windpressung beträgt 22,5 mm Quecksilbersäule.

Die Beschickung bestand zeitweise aus:

2,5—3	t	Rückständen von der Röstreactionsarbeit
0,151	t	Heerd
0,05	t	bleiischen Vorschlägen
4	t	reichen Schlacken
0, 0	t	geröstetem Bleistein
1	t	Eisenfrischschlacken
0,20	t	Kalkstein
Summa 8,20 t.		

In 24 Stunden wurden 25 t Beschickung bzw. 7,5—8 t Rückst bei 22,5 mm Quecksilbersäule Windpressung durchgesetzt.

Auf 12 Theile Beschickung wurde 1 G.-Th. Koks verbraucht.

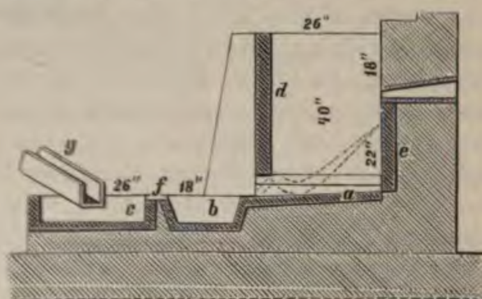


Fig. 271.

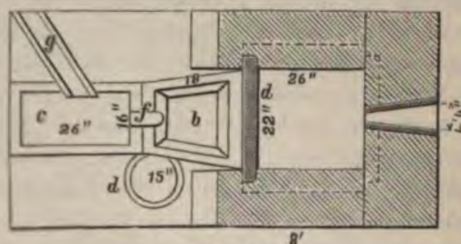


Fig. 272.

Bleistein. Schlacken.

Die Verarbeitung des Bleisteins ist bereits bei der Röst- und ductions- sowie bei der Niederschlagsarbeit dargelegt worden.

Die Schlacken werden bei der Erzarbeit und bei den Steinarb ausgeschlagen. Sind sie in solchen Mengen vorhanden, dass sie den Ge stand einer selbstständigen Verhüttung bilden müssen, wie die Schla von der Röst- und Reductionsarbeit in Freiberg, die Schlacken des Lau Gebirges in Griechenland, so werden sie am besten in Schachtöfen schmolzen.

In Freiberg werden die reichen Schlacken von der Röst- und ductionsarbeit, wie bereits Seite 392 dargelegt ist, in Pilzöfen mi gerösteten Bleistein auf Werkblei und Kupferstein verschmolzen.

Die Laurion-Schlacken wurden früher in Heerden, sogen. Schlacken-rden, mit Kalk und Eisenstein verschmolzen. Diese unvollkommenen parate sind später durch neuere Schachtöfen (vierförmige Rundöfen mit sserkühlung) verdrängt worden.

Die Laurionschlacken, welche aus der Zeit Solons und Xenophons d theilweise auch aus Strabos Zeit (66 vor Chr.) stammten, besassen ch Diez die nachstehende Zusammensetzung:

Kieselsäure	27,50—	35,70 %	
Bleioxyd	8 —	15,36	-
Zinkoxyd	2 —	9	-
Eisenoxyd	14 —	25	-
Kalk	10 —	28	-
Magnesia	1	3	-
Thonerde	3	9	-

Bei Anwendung der Rundöfen enthalten die Schlacken vom Schlacken-chmelzen in Laurion 0,5—1 % Blei. 1 Th. Koks trägt 6,6 Th. Beschickung. ur Herstellung von 1 t Blei wurden 1,9 t Koks verbraucht.

Ofenbruch. Geschur und Gekrätz. Flugstaub.

Unter Ofenbruch versteht man Ansätze an den Wänden der Oefen, elche aus rohen und halbgeschmolzenen Theilen der Beschickung sowie us verflüchtigtem Schwefelblei und aus Theilen des Ofenmauerwerks be-tehen, unter Geschur und Gekrätz unreine Schlacken und bleihaltige rstarrte Massen, welche beim Reinigen des Heerdes erhalten werden. Diese Körper werden entweder direct oder nach vorgängiger Aufbereitung eim Verschmelzen der Bleierze zugesetzt.

Flugstaub. Mit jeder nach den Grundsätzen der neueren Technik etriebenen Bleihütte müssen ausgedehnte Vorrichtungen zum Auffangen er aus den Röst- und Schmelzvorrichtungen entweichenden verflüchtigten Metalle und Metallverbindungen sowie von mitgerissenen Theilen der Erz-eschickung verbunden sein. (Siehe Schnabel, Allgemeine Hüttenkunde). eider wird auch gegenwärtig in dieser Hinsicht noch vielfach gesündigt, idem derartige Vorrichtungen entweder gar nicht oder in ungenügendem aasse vorhanden sind.

Das in diesen Vorrichtungen angesammelte Erzeugniss, der Flugstaub, steht hauptsächlich aus Bleisulfat, Bleioxyd, Schwefelmetallen und Theilen r Beschickung und des Brennstoffs. Bei der Verarbeitung zinkhaltiger ze befinden sich auch erhebliche Mengen von Zinkoxyd in dem Flugstaub.

Die Zusammensetzung des Flugstaubs von verschiedenen Hüttenwerken giebt sich aus den nachstehenden Analysen:

	Pueblo (St. Colorado)	Oberharz	Ems I.	Ems II.	Freiberg
Pb	—	34,8	60,48	67,04	35,2
Pb O	37,65	18	—	—	—
Pb_2SiO_4	—	2,9	—	—	—
Zn	—	1,0	3,17	4,22	5,28
Zn O	5,32	1,5	—	—	—
Cd O	—	—	—	—	1,30
As	—	3,0	0,24	0,16	28,3
Sb	—		0,42	0,31	—
Ag	0,04	—	—	—	—
Fe	—	—	0,003	0,003	—
Fe_2O_3	24,98	1,0	2,12	—	—
Al_2O_3	1,31	4,5		1,00	1,57
Ca O	5,26	—	1,15	0,61	1,01
Mg O	—	—	—	—	0,25
SiO_2	8,63	12,3	—	—	6,19
S	2,53	7,8	6,22	5,42	—
SO_3	1,61	2,8	14,78	14,07	3,38
H_2O	11,20	—	—	—	—
CO_2		—	—	—	—
C		2,5	8,00	5,80	1,17

Der Flugstaub wird gewöhnlich in Thon oder Kalk eingebunden beim Verschmelzen der Bleierze in Schachtöfen zugesetzt. Auch wird er uneingebunden beim Verschmelzen der Erze in Flammöfen (Röst- und Reactionsarbeit, siehe Tarnowitzer Prozess) zugesetzt. Auf den Unterharzer Hütten wird er wegen seines hohen Zinkgehaltes zuerst mit verdünnter Schwefelsäure behandelt, welche das Zinkoxyd auflöst, das Blei dagegen im Rückstande lässt. Dieser Flugstaub hat die nachstehende Zusammensetzung:

Zn O	28,90
Pb O	20,26
Cu O	0,72
Ag	0,07
Ca O	0,45
S	5,43
Unlös. Rückstand	18,14
Glühverlust	9,58

Der ausgelaugte Flugstaub wird beim Erzschmelzen zugesetzt, während die Lauge auf Zinkvitriol verarbeitet wird. Soll der Flugstaub für sich verarbeitet werden, so muss er mit Hülfe eines Bindemittels zu Stücken vereinigt oder zu Ziegeln geformt und gepresst werden. Am besten bewähren sich die bitumenhaltigen Bindemittel (z. B. Schieferkläre, Steinkohlenpech). Auf den Mansfelder Kupferhütten erhält man einen Flugstaub mit 14% Bleigehalt. Derselbe wird mit Kupferschieferklein (Schieferkläre) angebatzt, in einer Presse zu Ziegeln geformt und dann mit dem Kupfer-

iefer gebrannt. Der so behandelte Flugstaub wird mit eisenreichen hlacken in Schachtöfen (auf Eckarthütte) auf Werkblei mit 0,3 bis 0,4% ber verschmolzen.

Schlicker. Glätte. Heerd. Abzug. Abstrich.

Bei der Scheidung des Bleis vom Silber (dem Abtreiben) und bei r dieser Scheidung vorausgehenden Anreicherung des Silbers im Blei it Hülfe von Zink oder mit Hülfe des Pattinson-Prozesses) erhält man ne Reihe von bleihaltigen Nebenproducten, welche durch ein reducirendes chmelzen auf Blei verarbeitet werden. Diese Producte sind kupfer- und lberhaltige Abzüge, sogen. Schlicker, Glätte, Heerd, Abzug und Abstrich.

Die Schlicker erhält man aus kupferhaltigem Blei nach dem Einhmelzen desselben zum Zwecke der Entsilberung. Dieselben enthalten etallisches Blei, Oxyde des Bleis, Kupfer und gewisse Mengen von Silber. lan unterwirft dieselben zuerst einer Saigerung, um einen Theil silberltiges Blei aus denselben auszusaigern und setzt sie dann beim Erzhmelzen oder besser noch bei den Steinarbeiten zu. Sind sie in solcher lenge vorhanden, dass sie selbstständig verarbeitet werden müssen, wie eispielsweise beim Ueberwiegen der Entsilberung über das Erzschmelzen der auf Entsilberungsanstalten ohne Erz- und Steinarbeit, so verschmilzt an sie in Schachtöfen unter Zuschlag von Pyrit oder Bleiglanz auf Werklei und kupferhaltigen Bleistein, welchen letzteren man durch Rösten und chmelzen in Schachtöfen auf Kupferstein verarbeitet.

Die Glätte erhält man beim oxydirenden Schmelzen des silberhaltigen leis zum Zwecke der Silbergewinnung, dem sog. Treibprozess. Ein Theil es Heerdes, auf welchem dieser Prozess ausgeführt wird, saugt einen Theil lätte ein und muss daher ebenfalls auf Blei und Silber verarbeitet werden.

Gegenwärtig wird auf den meisten Hüttenwerken das silberhaltige lei durch die gedachten Anreicherungsarbeiten in einen grossen Theil lberarmen und in einen kleinen Theil silberreichen Bleis zerlegt. Es mmt desshalb nur ein verhältnissmässig kleiner Theil des Bleis zum eibprozess. Nur solches Blei, welches wegen grosser Unreinheit, benders in Folge eines Kupfergehaltes die Anreicherungsarbeiten zu theuer acht, kommt direct zum Treibprozess.

Die Glätte nun, welche beim Abtreiben silberreichen Bleis erlten wird, setzt man wegen ihres Silbergehaltes beim Verschmelzen silberltiger Bleierze zu oder man verarbeitet sie, falls Erze nicht verschmolzen rden, für sich oder zusammen mit Heerd durch ein reducirendes Schmelzen f Werkblei.

Die Glätte, welche beim Abtreiben silberarmer Werkbleie fällt und her silberarm ist, wird entweder in den Handel gebracht oder durch ein lucirendes Schmelzen auf Handelsblei verarbeitet. Man nennt das recirende Schmelzen der Glätte, mag sie nun auf Werkblei oder auf Hansblei verarbeitet werden, das „Frischen“ derselben.

Ebenso wie die Glätte wird auch der Heerd verarbeitet. Ist er silberreich, so wird er beim Verschmelzen silberhaltiger Erze zugesetzt oder mit Glätte zusammen auf Werkblei verfrischt. Ist er silberarm, so wird er mit der Glätte zusammen auf Handelsblei verarbeitet.

Das Frischen der Glätte kann in Heerdöfen, Flammöfen und Schachtöfen ausgeführt werden.

Das Frischen der Glätte in Heerdöfen ist wegen der hierbei eintretenden Metallverluste und wegen des grossen Brennstoffaufwandes ein unvollkommener Prozess, welcher nur ausnahmsweise ausgeführt wird. Eine besondere Art der Heerdöfen ist der sibirische Glättfrischheerd, in welchen die flüssige Glätte unmittelbar aus dem Treibofen eingelassen wird. Derselbe ist ein unten mit einem offenen Auge versehener Blechkasten, welcher mit glühenden Holzkohlen gefüllt vor die Glättgase des deutschen Treibofens gestellt wird. Die aus dem Treibofen austretende Glätte fliesst in den Blechkasten und wird beim Durchfliessen durch die glühende Schicht von Holzkohlen zu Blei reducirt, welches durch das offene Auge des Ofens ausfliesst. Durch das letztere tritt die für die Verbrennung der Holzkohle erforderliche Luft ein. Durch eine derartige Einrichtung wird, da sich die Glätte bereits in flüssigem Zustande befindet, an Brennstoff gespart, indess werden die Arbeiten im Treibofen erschwert und die Arbeiter durch die aufsteigenden Bleidämpfe belästigt. Ausserdem erhält man Rückstände, welche im Schachtofen verarbeitet werden müssen. Dieser sibirische Frischheerd steht z. B. in Schemnitz in Ungarn und im Altai in Anwendung.

Das Frischen der Glätte in Flammöfen wird häufig ausgeführt. Durch richtige Regulirung der Temperatur lässt sich die unvermeidliche Verflüchtigung von Blei erheblich einschränken und der Uebergang fremder Metalle in dasselbe vermeiden. Man erhält indess auch hier bleihaltige Rückstände, welche in Schachtöfen verarbeitet werden müssen.

Die Flammöfen sind von ähnlicher Einrichtung, wie die Flammöfen der Röst- und Reactionsarbeit. Am besten giebt man denselben einen geneigten Heerd mit Ausflussöffnung (wie die Kärnthener Blei-Flammöfen) oder mit einem Sumpf. Im ersteren Falle fliesst das Blei continuirlich ab, während es im zweiten Falle periodisch abgestochen werden muss. Auf manchen Werken dienen auch die deutschen Treiböfen zum Frischen der Glätte. In diesem Falle müssen dieselben mit einem Stichloch versehen sein. Der Heerd der Flammöfen wird aus schwerem Gestübbe hergestellt.

Die Glätte wird nicht innig mit Kohle gemengt, sondern in abwechselnden Schichten mit Kohle in den Ofen eingesetzt. Als Kohle verwendet man gewöhnlich magere Steinkohle. Nach dem Einsetzen wird schwach gefeuert und die Temperatur bis zur Dunkel-Rothglut gebracht. Von Zeit zu Zeit werden die Massen umgerührt. Ist die Reduction der Glätte nahezu beendigt, so steigert man die Temperatur, um aus den verbliebenen Rückständen noch einen Theil Blei auszugewinnen. Alsdann entfernt man die Rückstände und bringt einen neuen Einsatz in den

Ofen. Die Rückstände bestehen aus einem Gemenge von Bleioxyd, Kohle, Verunreinigungen des Bleis, Asche und Bestandtheilen des Heerdes. Dieselben werden entweder für sich oder mit anderen bleihaltigen Producten in Schachtöfen auf Blei oder, wenn sie Antimon enthalten, auf Hartblei verschmolzen. Die Abzüge (Bleidreck, Frischkrätze), welche sich auf dem Blei nach der Entfernung desselben aus dem Ofen bilden, werden mit der Glätte in den Ofen zurückgegeben.

Zu Deebank in Nordwales wurden nach Angaben von Rivot in einem Ofen von 3,5 m Länge und 2,3 m Breite in 24 Stunden 4 Einsätze Glätte zu je 3 t verfrischt. Der Brennstoffverbrauch in dieser Zeit betrug 1,4 t, der Verbrauch an Reductionskohle 1,2 t Steinkohle. Das Bleiausbringen betrug 90 %. Die Menge der Rückstände betrug 3 % vom Gewicht der Glätte. Der Bleigehalt derselben betrug 40—50 %. Auf der Hütte zu Pertusola bei Spezzia (Italien) werden in 24 Stunden in einem Flammofen 30 t Glätte verfrischt bei einem Bleiausbringen von 90 %.

Das Frischen der Glätte in Schachtöfen geschieht am besten in neueren Schachtöfen von der nämlichen Grösse und der nämlichen Einrichtung wie die Erzschmelzöfen. Die Zustellung ist am besten die der Tiegelöfen. Früher hat man auch beim Glättefrischen Spuröfen mit verdecktem Auge angewendet, ist aber wegen der schwierigen Zustellung davon zurückgekommen.

Man beschickt die Glätte zum Schutz des aus derselben reducirten Bleis gegen die Einwirkung der Gebläseluft mit Schlacken von der eigenen Arbeit.

Als Brennstoff verwendet man Koks oder Holzkohlen.

Man erhält von der Arbeit Blei bzw. Werkblei und Frischschlacken. Das beim Frischen silberarmer Glätten erhaltene Handelsblei ist im Vergleich zum Handelsblei, welches man bei den Entsilberungsarbeiten mit Hülfe von Zink oder beim Pattinson-Prozesse erhält, ziemlich unrein, wie aus den nachstehend angeführten Gehalten des Oberharzer Frischbleis an fremden Bestandtheilen ersichtlich ist.

	Frischblei der Lautenthaler Hütte nach Streng	Frischblei der Clausthaler Hütte nach Hilgenberg
Cu	0,07	0,081
Sb	0,240	0,023
Fe	0,005	0,0086
Zn	0,015	0,013

Die Frischschlacken sind reich an Blei (8—50 %) und müssen desshalb bei der Frischarbeit wieder zugegeben werden. Dieselben schliessen auch etwa unreducirt in den Heerd gelangte Glätte mechanisch ein. Ebenso wie die Schlacken werden auch die Abzüge, welche sich im Stechheerde auf der Oberfläche des Bleis bilden, der sog. Bleidreck, beim Frischen zugesetzt.

Im Oberharz wurde, so lange das Blei ohne vorgängige Anreicherung des Silbers direct zum Treibprozess kam und man silberarme Glätte erhielt, das Frischen der Glätte in grossem Umfange ausgeführt. Gegenwärtig, wo nur die geringen Mengen von Blei, welche bei den Steinarbeiten fallen, direct vertrieben werden, während das gesammte übrige Werkblei vor dem Abtreiben an Silber angereichert wird, erhält man nur noch sehr geringe Mengen von silberarmer Glätte, welche zusammen mit Nebenproducten von der Zinkentsilberung verfrischt oder auch beim Erzschmelzen zugesetzt werden.

Das Glättfrischen wurde daselbst in 5 m hohen, mit einer Form versehenen Sumpföfen bei 15—16 mm Quecksilbersäule Windpressung ausgeführt. 100 Th. Glätte wurden mit 11,5 Th. Frischschlacken beschickt. In 7 Stunden wurden 9 t Glätte durchgesetzt. Der Brennstoffverbrauch war 11 % vom Gewichte der Glätte an Koks.

Im Unterharz wurden in 24 Stunden in zweiförmigen Sumpföfen bei 10 mm Quecksilbersäule Windpressung 10 t Glätte mit 2 t Koks durchgesetzt.

In Freiberg geschieht das Frischen der Glätte in achtförmigen Pilzöfen. In 24 Stunden werden in einem Ofen 65 t Glätte mit 33 % Schlacken bei einem Brennstoffaufwand von 4,5 bis 5 t Koks verfrischt. Die Frischschlacken enthalten 10 % Blei.

Der Heerd des Treibofens, welcher aus einem Gemenge von Kalk und Thon oder aus natürlich vorkommendem Mergel oder aus Knochenasche oder Cement hergestellt wird, saugt beim Abtreibeprozess Bleioxyd und Silber ein. Derselbe wird in Stücke zerschlagen und beim Verschmelzen silberhaltiger Erze oder Steine oder silberhaltiger Glätte auf Werkblei in Schachtöfen zugesetzt. Er ist in der Regel nicht in solchen Mengen vorhanden, dass er den Gegenstand der selbstständigen Verarbeitung auf Werkblei bilden könnte. In diesem Falle würde man ihn am besten mit Flussmitteln in Schachtöfen auf Werkblei verfrischen.

Abzug. Hierunter versteht man die beim Einschmelzen von unreinem Werkblei im Treibofen auf der Oberfläche des Metallbades sich ausscheidende Kruste, welche die mechanisch vom Blei eingeschlossenen Verunreinigungen, besonders Stein, sodann Kupfer, Werkblei, Bleioxyd und Oxyde der leicht oxydirbaren Metalle enthält. Der Abzug wird seines Silber-, Blei- und Kupfergehaltes wegen bei den Erz- oder Steinarbeiten zugesetzt. Ist er in grösserer Menge vorhanden, so kann er für sich unter Zuschlag von Pyrit auf Werkblei, Abzugswerke genannt, und auf Stein verschmolzen werden, welcher letztere auf Kupfer, Silber und Blei verarbeitet wird.

In Freiberg, wo zinnhaltiges Blei dem Abtreiben unterworfen wird, erhält man das Zinn in den ersten strengflüssigen Abzügen. Dieselben werden nach einem von Plattner angegebenen Verfahren auf Zinnblei verarbeitet[1].

[1]) Jahrbuch für das Berg- und Hüttenwesen in Sachsen, 1883.

Die Zusammensetzung der zinnhaltigen Abzüge ist die nachstehende:

PbO	70,35 %
SnO_2	12,53 -
Sb_2O_5	12,50 -
As_2O_5	4,73 -
CuO	0,61 -
Ag	0,25 -

Dieselben werden zuerst in einem Raffinir-Flammofen mit 5% Re-ictionskohle auf Werkblei und silberfreien Abstrich verarbeitet, welcher tztere 11,5% Zinn und 14,5% Antimon enthält. Dieser Abstrich wird Pilzöfen mit 15% Schlacken bei 25% Koksaufwand auf Zinnblei mit 1,8% Zinn, 10,3% Antimon und 3,5% Arsen verfrischt. Das Zinnblei ird durch oxydirendes Schmelzen im Raffinir-Flammofen auf zinnhaltigen bstrich und Antimonblei mit 15% Antimon verarbeitet. Der zinnhaltige bstrich, welcher den Namen „erster Zinnpuder" führt, wird im Schacht-fen mit 200% Schlacken von der eigenen Arbeit oder mit Schlacken vom rsten Zinnfrischen bei einem Brennstoffaufwand von 60% Koks auf zweites Zinnfrischblei" verschmolzen. Dasselbe wird durch oxydirendes chmelzen im Flammofen wieder auf Antimonblei mit 18% Antimon, 1% rsen und 0,5% Zinn und auf „zweiten Zinnpuder" mit 44—50% Blei, 4—27% Zinn, 11—13% Antimon, 0,48—0,95% Kupfer und 0,95—2,72% rsen verarbeitet. Der „zweite Zinnpuder" wird in 2,3 m hohen Sumpf-fen mit 2 Formen in Sätzen von je 12,5 kg und 2,5 kg Koks auf Zinnblei it 33% Zinn, 14% Antimon und 1% Arsen verschmolzen. Die hierbei allende Schlacke enthält erhebliche Mengen von Zinn sowohl mechanisch ingeschlossen als auch chemisch gebunden. Sie wird ohne Zuschlag in inem Schachtofen mit 20% Koks auf sogen. „Schlackenzinnblei" ver-chmolzen, welches ähnlich zusammengesetzt ist wie das Zinnblei. Man rhält hierbei eine absetzbare Schlacke mit 5,30 bis 8,8% Zinnsäure.

Der Abstrich ist ein Gemenge von Bleioxyd, antimonsaurem Blei nd Oxyden der übrigen, im Blei enthaltenen unedlen Metalle. Man erhält enselben beim Abtreiben von silberhaltigem Blei sowohl wie beim Raffi-iren von silberhaltigem Blei zum Zwecke der Entsilberung und schliess-ich beim Raffiniren von silberfreiem oder von entsilbertem Blei.

Der Abstrich wird in der Regel zuerst einer Saigerung unterworfen, m möglichst viel Blei bzw. bei silberhaltigem Abstrich möglichst viel ilberhaltiges Blei aus ihm zu entfernen und dadurch gleichzeitig seinen ntimongehalt zu concentriren. Der gesaigerte Abstrich wird, wenn er inreichende Mengen von Antimon enthält, durch ein reducirendes Schmelzen, as sog. „Abstrichfrischen", auf eine Blei-Antimonlegirung, das sog. Hartblei", verarbeitet. Ist der Abstrich arm an Antimon, so setzt man n beim Erzschmelzen oder bei den Steinarbeiten zu.

Das Abstrichsaigern wird in Flammöfen mit Gestübbesohle, in

Blei-Raffiniröfen und häufig in Treiböfen mit Gestübbesohle ausgeführt. Man schmilzt ihn entweder auf der Heerdsohle oder, wie im Oberharz, auf einer auf der Heerdsohle ausgebreiteten Holzunterlage (sog. Waasen oder alte Bretter) ein. Auch mengt man dem Abstrich wohl zur Reduction des Bleioxyds eine gewisse Menge Kohle bei. Die Holzunterlage wirkt gleichfalls reducirend auf das Bleioxyd. Zuerst sticht man das flüssige Blei ab und lässt später den flüssig erhaltenen Abstrich, sobald das Blei aus dem Stechheerde ausgeschöpft ist, in den letzteren nachfolgen. Auch lässt man wohl den ganzen flüssigen Inhalt des Ofens in einen Stechheerd laufen. Das Blei sammelt sich im Stechheerde an, während der leichtere, auf dem Blei schwimmende Abstrich über den Rand des Stechheerdes auf die Hüttensohle fliesst. Das ausgesaigerte silberhaltige Blei, die sogen. „Abstrichsaigerwerke", wird gewöhnlich abgetrieben.

Zu Lautenthal im Oberharz wird das Saigern des Abstrichs, welcher beim Abtreiben des bei den Steinarbeiten gefallenen Werkbleis erhalten wird, in einem deutschen Treibofen mit Gestübbesohle, Stichloch und Stechheerd aus Gestübbe ausgeführt. Das Gestübbe besteht aus 24 G.-Th. Koks und 6 G.-Th. Thonschiefer. Der Einsatz beträgt 4 t Abstrich, welche im Heerde auf einer Unterlage von Reisigholz (sog. Wasen) ausgebreitet werden. Die Feuerung wird mit Unterwind betrieben. Als Brennstoffe verwendet man Steinkohlen und Reisigholz (Wasen). Die Saigerung des Einsatzes (4 t) dauert 10 Stunden. Zuerst wird das flüssige Blei in den Stechheerd abgestochen. Nachdem dasselbe ausgekellt ist, erweitert man das Stichloch und lässt den flüssigen Abstrich gleichfalls in den Stechheerd ab.

Beispielsweise erhielt man aus 16 t Abstrich 9,70 t ausgesaigerten Abstrich und 6 t Abstrichsaigerwerke. Hierbei verbrauchte man 100 Stück Wasen und 3,6 t Steinkohlen zur Feuerung sowie 1 t Koks zur Herstellung des Gestübbes. Bei einer anderen Saigerung in Lautenthal erhielt man aus 3300 kg Abstrich mit 86% Blei 600 kg Abstrichsaigerwerke und 2500 kg gesaigerten Abstrich.

In Freiberg wird der silberhaltige Abstrich mit 20% Kohlen gemengt und dann in einem Flammofen für das Raffiniren des Werkbleis vor der Entsilberung desselben gesaigert. In 24 Stunden werden 7 t Abstrich bei einem Brennstoffaufwand von 15% Steinkohlen und 5% Braunkohlen gesaigert. Man erhält 1,9 t Saigerwerke und 3 t gesaigerten Abstrich mit 10—14% Antimon[1]).

Das Frischen des Abstrichs geschieht in den nämlichen Oefen wie das Frischen der Glätte. Bei der Strengflüssigkeit desselben geschieht das Frischen am besten in Schachtöfen neuerer Construction. Man beschickt den Abstrich mit Schlacken von der eigenen Arbeit und Schlacken vom Erz- oder Steinschmelzen. Durch das reducirende Schmelzen wird der

[1]) Jahrbuch für das Berg- und Hüttenwesen in Sachsen pro 1883.

Antimongehalt des Abstrichs in das Blei übergeführt, indem das antimonsaure Blei zu Antimonblei reducirt und von dem überschüssigen Blei aufgenommen wird.

Der Antimongehalt des Hartbleis schwankt sehr je nach dem Antimongehalte des verschmolzenen antimonhaltigen Materials. Gewöhnlich beträgt er 10—20%. In seltenen Fällen geht er bis 40%. In vielen Fällen wird das Hartblei noch einer Reinigung durch Einschmelzen in Kesseln und Behandlung mit Wasserdampf (Oberharz) oder Polen unterworfen.

Ausser dem gesaigerten Abstrich bilden das antimonhaltige Material für die Hartbleigewinnung noch eine Reihe antimonhaltiger Nebenerzeugnisse, welche beim Raffiniren des entsilberten Werkbleis (silberfreier Abstrich), bei dem Reinigen eines aus unreinen Nebenerzeugnissen der Entsilberung (arme Oxyde) und der Glätte vom Vertreiben des Werkbleis aus der Steinarbeit erzeugten Bleis, des sogen. guten Muldenbleis (Schlicker vom Muldenblei), und schliesslich beim Reinigen des Hartbleis (Abstrich vom Hartblei aus dem Stechheerd und Schlicker vom Reinigen des Hartbleis in Kesseln) erhalten werden.

In Lautenthal geschieht das Verschmelzen auf Hartblei in einförmigen Sumpföfen bei einer Windpressung von 22 mm Quecksilbersäule. Die Beschickung bestand zeitweise aus:

4,500 t ausgesaigertem Abstrich vom Vertreiben der Steinwerke,
60,250 t Abstrich vom Raffiniren des entsilberten Bleis,
10,000 t Schlicker vom Reinigen des Hartbleis im Gusseisenkessel,
4,500 t Abstrich vom Hartblei im Stechheerd,
4,760 t Schlicker vom Muldenblei (einem Handelsblei zweiter Qualität),
12,700 t Schlacken vom Erzschmelzen,
25,150 t Schlacken von der eigenen Arbeit,
1,950 t geröstetem Kupferkies.

Man erhielt hieraus bei einem Verbrauch von 12,750 t Koks *64 t* Hartblei und 4,500 t Abzug aus dem Stechheerd.

In 24 Stunden wurden 10 t antimonhaltiges Material durchgesetzt.

Das gedachte Hartblei wurde in Mengen von je 11—12 t in Kesseln aus Gusseisen eingeschmolzen. 4 Stunden nach dem Einsetzen wurden die an die Oberfläche getretenen Verunreinigungen, die sogen. Schlicker, gezogen und dann wurde noch 10—15 Minuten lang Wasserdampf durch das Metallbad, dessen Temperatur nicht viel über 400° geht, durchgeleitet, worauf das gereinigte Blei ausgeschöpft wurde. Man setzt dem Hartblei im Kessel stets eine gewisse Menge Kupfer zu. Aus 64 t rohem Hartblei erhielt man beispielsweise 50,200 t Antimonialblei und 13 t Schlicker bei einem Brennstoffverbrauche von 3 t Steinkohlen und 40 Stück Wasen.

Der durchschnittliche Antimongehalt des raffinirten Hartbleis beträgt 7—19 %, der Silbergehalt 0,001—0,002 %.

Die Zusammensetzung des Oberharzer raffinirten Hartbleis (Antimonialbleis) ergiebt sich aus den nachstehenden Analysen:

	1890/91	1891/92	1892/93
Pb	81,71	82,44	82,08
Sb	17,69	16,90	17,34
Cu	0,62	0,68	0,62

In Freiberg[1]) wird der Abstrich von dem der Entsilberung vor gehenden Raffiniren des silberhaltigen Bleis in Raffinir-Flammöfen u Beimengen von 2 % Reductionskohle gesaigert und dann im Pilz-Ofen frischt. Der gesaigerte Abstrich, welcher 10—14 % Antimon enthält, mit einer gleichen Menge armer Bleischlacken oder Schlacken von eigenen Arbeit in Pilz-Oefen verfrischt. In 24 Stunden setzt man 22— Abstrich bei einem Brennstoffverbrauch von 0,9 t Koks durch und er 3,5 t Hartblei mit 18 % Antimon, 3 % Arsen und 0,4 % Zinn. Dass wird in Mengen von 15 t in Kesseln aus Gusseisen eingeschmolzen 4 Stunden lang gepolt. Der ganze Reinigungsprozess dauert 7 Stun Aus 100 G.-Th. rohem Hartblei erhält man 85 G.-Th. raffinirtes Hart und 15 G.-Th. Schlicker. Der Brennstoffverbrauch beträgt 3 % Br kohlen und 3,5 % Steinkohlen vom Gewichte des rohen Hartbleis.

Das raffinirte Hartblei enthält 15% Antimon, 2,5 % Arsen 0,3 % Zinn.

Die beim Raffiniren des Hartbleis erhaltenen Schlicker werden e Saigerung im Blei-Raffinirofen unterworfen, wodurch man einen gro Theil Hartblei (72,5 %) mit 13,2 % Antimon, 2,8 % Arsen und 0,1 % Z aus denselben aussaigert. Die bei der Saigerung verbliebenen Rückstä (Saigerdörner oder Abzüge genannt) werden wegen ihres Zinngehaltes b Verfrischen des Zinnabstrichs (siehe Seite 430) zugeschlagen.

Die bleireichen Schlacken vom Verfrischen des Abstrichs wer für sich in Schachtöfen auf sogen. „Schlackenhartblei" verschmolzen. I selbe wird, wie das Hartblei vom Frischen des Abstrichs, einer Reinig durch Einschmelzen in Gusseisenkesseln und Polen unterworfen.

Beim ersten Verschmelzen der Schlacken erhält man Schlac welche wegen ihres Blei- und Antimongehaltes noch nicht absetzbar s Dieselben werden unter Zuschlag von 10% Kalkstein in Schachtöfen Schlackenwerkblei und absetzbare Schlacken mit 2,5 % Antimong verschmolzen. Bei diesen Arbeiten setzt man in 24 Stunden 25 t Schla bei einem Brennstoffaufwand von 20% Koks durch.

Die beim Raffiniren des Bleis fallenden Neben-Erzeugn sind kupferhaltige Schlicker, Saigerdörner und Abzüge, ferner Abst zinkhaltige Oxyde (sog. arme Oxyde) und Bleidreck.

Die Schlicker, Saigerdörner und Abzüge werden bei den und Steinarbeiten zugesetzt oder für sich mit Pyrit auf Stein und Wer verschmolzen. Die silberhaltigen Schlicker werden vor dem schmelzen noch einer Saigerung unterworfen, wobei man silberhaltiges

[1]) Jahrbuch für das Berg- und Hüttenwesen in Sachsen, 1883.

d gesaigerte Schlicker erhält. [illegible]
ben-Erzeugnisse vom Raffiniren [illegible]
rieben auf Hartblei verarbeitet. [illegible]
hmelzen silberarmer Erze [illegible]
lacken, event. auch unter [illegible]
cht. Stellen diese Oxyde ein [illegible]
yd und Bleikörnern dar, [illegible]
lfe von Wasserdampf erhalten [illegible]
möglichst grosser Theil von [illegible]
s ausgewaschene Zinkoxyd ist [illegible]
mengt und wird als Farbe [illegible]

Der Bleidreck wird beim [illegible]
mer Oxyde oder beim Verfrischen silberarmer [illegible]

Das Raffiniren des Bleis.

Das nach den beschriebenen Gewinnungs[illegible]
den meisten Fällen noch durch verschiedene [illegible]
elche, sobald sie in bestimmten Mengen vorhanden [illegible]
gen Einfluss auf die Eigenschaften des Han[illegible]
emente — Kupfer, Arsen, Antimon, Zink, Eisen, [illegible]
- müssen daher, sobald sie eine bestimmte Menge [illegible]
s demselben entfernt werden, ehe es in den Handel [illegible]

Aber nicht nur allein das Handelsblei, sondern [illegible]
lei, das sogen. Werkblei, welches der Entsilberung [illegible]
edarf, sobald es bis zu einem bestimmten Grade durch [illegible]
- besonders durch Kupfer, Antimon und Arsen, bei der [illegible]
uch noch durch Nickel und Kobalt — verunreinigt ist, [illegible]
ng einer Reinigung von diesen bei dem Entsilberungs[illegible]
irkenden Bestandtheilen.

Auch nach der Entsilberung bedarf das durch Zink [illegible]
ag es nun vor der Entsilberung gereinigt sein oder [illegible]
einigung von Zink und anderen in demselben enthalten[illegible]
dasselbe hereingebrachten Körpern, um ein gutes Handels[illegible]

Wir haben hiernach zu unterscheiden:

1. die Reinigung von silberfreiem Blei,
2. die Reinigung von silberhaltigem Blei,
3. die Reinigung von entsilbertem Blei.

Die Art der Reinigung dieser Bleisorten hängt [illegible]
enge der im Blei enthaltenen Elemente ab und [illegible]
nd Menge derselben bei allen drei Bleisorten in [illegible]
n nämlichen Apparaten ausgeführt.

Von den das Blei verunreinigenden Elementen [illegible]
imlich Arsen, Antimon, Zinn, Zink, Nickel, Kobalt [illegible]

grössere Verwandtschaft zum Sauerstoff als das Blei selbst. Dieselben lassen sich daher durch ein oxydirendes Schmelzen aus dem Blei entfernen. Nur Kupfer und Wismuth besitzen eine geringere Verwandtschaft zum Sauerstoff als das Blei und können daher durch oxydirendes Schmelzen nicht gut aus demselben entfernt werden.

Das Kupfer hat dagegen die Eigenschaft, mit dem Blei eine schwerer als das Blei selbst schmelzbare Legirung zu bilden, welche beim Einschmelzen des Bleis als Kruste, Schlicker oder Abzug genannt, an die Oberfläche desselben tritt oder beim Saigern des kupferhaltigen Bleis als feste Masse, „Saigerdörner" genannt, zurückbleibt. Auch Nickel und Kobalt gehen zum grössten Theile in diese Legirung über sowie auch ein kleiner Theil des Arsens. — Ausserdem hat das Zink die Eigenschaft, das Kupfer aus kupferhaltigem Blei auszuziehen, indem es mit demselben gleichfalls eine Legirung bildet, welche bei der Abkühlung des Metallbades bis zu einer bestimmten Temperatur an die Oberfläche desselben tritt.

Das Wismuth lässt sich durch die gedachten Mittel nicht aus dem Blei entfernen. Bei der Anreicherung von silberhaltigem Blei durch den Pattinson-Prozess concentrirt es sich mit dem Silber in dem silberreichen Blei und geht beim Abtreiben desselben in die zuletzt erfolgende Glätte über.

Aus silberfreiem oder durch Zink entsilbertem Blei lässt es sich dagegen — wenn man nicht das Blei von ihm abtreiben und die erhaltene wismuthfreie Glätte frischen will — nicht entfernen. Glücklicherweise kann nach den Erfahrungen in Freiberg das Blei mit einem so grossen Wismuthgehalte, wie er nur ausnahmsweise vorkommt — 1,9 % —, noch ebenso gut verwalzt werden, wie wismuthfreies Blei. Man kommt daher bei dem seltenen Vorkommen dieses Metalles, wenn man nicht auf die Wismuthgewinnung aus dem Blei besonderes Gewicht legt, kaum in die Lage, bei dem Raffiniren des Bleis auf die Entfernung dieses Elementes Bedacht nehmen zu müssen.

Nach dem Gesagten nun wird man das Kupfer durch langsames Einschmelzen oder durch Saigern oder durch Zink, die übrigen Elemente aber — ausgenommen Wismuth und die Edelmetalle — durch oxydirendes Schmelzen aus dem Blei entfernen.

Sind die Mengen des Kupfers im Blei verhältnissmässig gross, so wird man das Blei vor der weiteren Reinigung desselben einer Saigerung in besonderen Saigeröfen unterwerfen. Andernfalls wird man die Reinigung des Bleis von Kupfer mit der Reinigung desselben von den übrigen Bestandtheilen beziehungsweise mit der Entsilberung verbinden, indem man das Blei in Raffinir-Flammöfen oder in den Entsilberungskesseln langsam einschmilzt und die an die Oberfläche des Metallbades tretende Legirung (Schlicker, Stachelköpfe) so lange von derselben abzieht, als sie sich bildet. Dann lässt man die weitere Reinigung des Bleis durch längere Zeit hindurch fortgesetztes oxydirendes Schmelzen beziehungsweise die

Entsilberung desselben eintreten. Bei der Entsilberung des Werkbleis durch das sog. Pattinson-Verfahren ist ein wiederholtes Umschmelzen des Bleis bei verhältnissmässig niedriger Temperatur erforderlich, wodurch eine gute Reinigung des Bleis von in demselben vorhandenen, auch geringen Kupfermengen bewirkt wird, indem die letzteren in die an der Oberfläche des Kupfers sich bildenden Abzüge übergehen.

Bei der Entsilberung des Bleis durch Zink tritt eine vorzügliche Reinigung des Bleis vom Kupfer ein, indem die letzten Antheile desselben, mit dem Zink legirt, an die Oberfläche des Metallbades treten.

Das oxydirende Schmelzen wird grundsätzlich mit Hülfe der Luft bewirkt. Bei gewissen Elementen können auch andere Oxydationsmittel, nämlich Wasserdampf oder Bleioxyd, zu Hülfe genommen werden.

Eisen, welches nur in sehr geringer Menge im Blei enthalten ist (0,02—0,07 %), oxydirt sich leicht, sobald das rothglühende geschmolzene Metallbad mit Luft in Berührung kommt, ebenso Nickel und Kobalt, soweit diese Metalle nicht in die Abzüge übergegangen sind, sowie Schwefel.

Zink oxydirt sich sehr leicht bei Berührung des rothglühenden Metallbades mit der Luft. Ebenso wird es durch Einleiten von gespanntem Wasserdampf in das rothglühende Metallbad oxydirt, indem sich unter Entbindung von Wasserstoff Zinkoxyd bildet. Auch lässt es sich durch Schmelzen mit Bleioxyd in Flammöfen oxydiren oder, wie es früher geschah, durch Schmelzen des zinkhaltigen Bleis mit Puddelschlacken in Schachtöfen in eine Schlacke überführen. Auch durch Schmelzen mit Chlor abgebenden Körpern, wie Kochsalz, Abraumsalzen, lässt es sich als Chlorzink aus dem Blei entfernen.

Gegenwärtig wendet man hauptsächlich Luft, in zweiter Linie Wasserdampf als Oxydationsmittel für das Zink an. Nur ausnahmsweise entfernt man es durch Chlorationsmittel aus dem Blei.

Zinn oxydirt sich leicht bei Rothgluth und tritt in Form von Krätzen an die Oberfläche des Metallbades.

Arsen und Antimon lassen sich durch Erhitzen des Bleis bis zur Rothglut (Kirschrothglut) und Einwirkenlassen von Luft auf die geschmolzenen rothglühenden Massen entfernen, indem diese Elemente als Krätzen in der Form von antimonsaurem und arsensaurem Blei an die Oberfläche des Metallbades treten. Die Entfernung lässt sich durch Anwendung von Gebläsewind und auch durch Anwendung von Bleioxyd als Oxydationsmittel befördern. Besonders beim Vorhandensein grösserer Mengen dieser Elemente ist die Anwendung von Gebläsewind erforderlich.

Die Entfernung gelingt um so besser und schneller, je öfter die Oberfläche des Metallbades erneuert wird. Um die Oberfläche desselben zu vergrössern, leitet man auch Wasserdampf durch das Blei oder führt eine Stange frischen Holzes in dasselbe ein (Polen). In beiden Fällen wird das Metallbad in eine emporwirbelnde, vielfach zertheilte Masse ver-

en sich aus dem rothglühenden Blei im Stechheerde durch Polen des-
en mit einer Stange frischen Holzes oder mit zusammengebundenen
hen Holzreisern entfernen.

Die Reinigung in Kesseln

t sowohl zur Entfernung von Kupfer (bzw. Nickel und Kobalt) als auch Oxydation der übrigen Elemente. Das Kupfer (bzw. Nickel und alt) scheidet sich beim Einschmelzen an der Oberfläche des Metallbades licker) aus.

Die letzten Antheile von Kupfer lassen sich durch Einrühren von k in das Metallbad entfernen, indem das Kupfer mit dem Zink legirt n Erkalten des Metallbades als Kruste an die Oberfläche des-en tritt.

Zur Entfernung der übrigen Elemente (Zinn, Arsen, Antimon, Zink) s das Metallbad bis zur Rothglut erhitzt und in möglichst ausge-nte Berührung mit der Luft gebracht werden. Zu dem letzteren cke bringt man entweder eine Polstange in das Metallbad oder man et gespannten Wasserdampf durch dasselbe. Bei dem Durchleiten von sserdampf bedeckt man den Kessel mit einer Haube aus Eisenblech, che mit einem Abzugsrohre für den Dampf versehen ist und Luftzugs-nungen besitzt. Enthält das Metallbad Zink, so wird das Wasser zer-zt und es wird unter Entbindung von Wasserstoff Zinkoxyd gebildet. einem Zinkgehalte ist daher beim Durchleiten von Wasserdampf der ritt der Luft nicht erforderlich. Antimon und Arsen dagegen zersetzen Wasser nicht und bedürfen daher des Zutrittes der Luft zur Oxydation.

Die Kessel finden besonders Anwendung bei der Verbindung der tsilberung des Bleis mit der Reinigung desselben.

Bei der Entsilberung des Bleis durch den sog. Pattinson-Prozess he Silber) werden höhere Temperaturen nicht angewendet. Dieser zess beruht darauf, dass geschmolzenes silberhaltiges Blei bei der Ab-lung bis zu einer bestimmten Temperatur silberarme Krystalle scheidet, während der flüssig gebliebene Theil des Bleis, die sog. tterlauge, silberreicher wird. Durch Wiederholung des Einschmelzens Krystalle erhält man schliesslich silberarmes Blei, während man durch tgesetzte Ausscheidung von Krystallen aus den Mutterlaugen silberreiches i erhält. Durch die mit diesem Prozesse verbundenen wiederholten schmelzungen des Bleis, welche in Kesseln aus Gusseisen ausgeführt rden, scheidet sich das Kupfer zum grossen Theile aus, ebenso Nickel l Kobalt. Das Wismuth geht mit dem Silber und sammelt sich im erreichen Blei an. Die übrigen Elemente bleiben aber zum grössten eil im Blei, weil eine Erhitzung des Metallbades bis zur Rothglut bei stattfindet. Sind diese Elemente daher in grösserer muss dem Pattinsonprozess ein Raffiniren und bei lte auch ein Saigern des Bleis vorausgehen.

en Elemente, besonders Antimon und Arsen, durch Einleiten von erdampf in das Metallbad bei Luftzutritt. Das Zink kann man so-als ein pulverförmiges Gemenge von Zinkoxyd und Bleioxyd als auch ine geflossene Masse erhalten. Das Antimon erhält man in der Ge-einer schwarzen geflossenen Masse (Abstrich). Auch kann man Zink Antimon zusammen in einer einzigen Masse erhalten.

Man hat auch versucht, das Zink durch Einleiten von Luft in das Metall-u entfernen, dabei aber eine zu starke Oxydation des Bleis erreicht. Ferner hat man versucht, das Zink allein durch Einleiten von nsäure in das rothglühende Metallbad als Oxyd zu entfernen. Ob-die hierauf gerichteten Versuche in kleinem Maassstabe gut ausfielen,

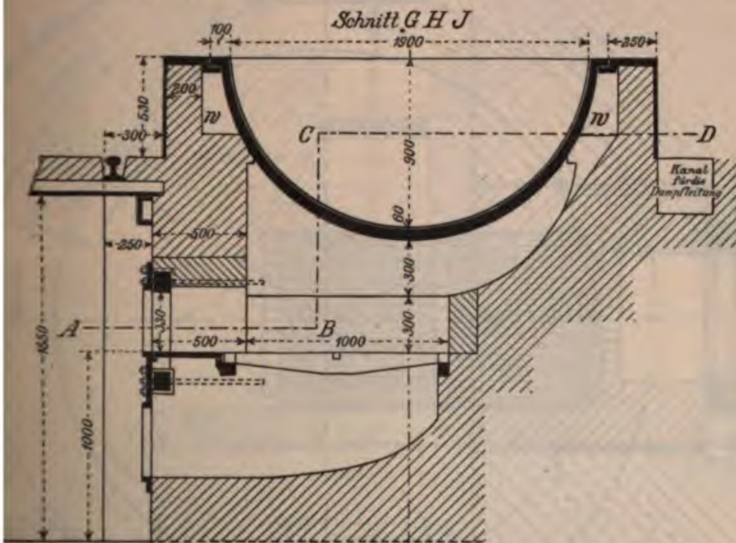


Fig. 273.

ellten sich doch der Ausführung im Grossen, als man Gase mit 15 0 Volumprocenten Kohlensäure anwendete, Schwierigkeiten entgegen. Dagegen lässt sich das Zink durch Polen des Metallbades mit Koch-oder Abraumsalzen als Chlorzink entfernen, ein Verfahren, welches wärtig nur noch ausnahmsweise angewendet wird.

Das Raffiniren im Kessel verläuft schnell; es dauert bei Kessel-gen von $12^1/_2$—20 t je nach der Reinheit des Bleis $^3/_4$ bis 3 Stunden gegen erfordert es bei der Nothwendigkeit der Erhitzung des Kessel-tes auf Rothglut einen erheblichen Aufwand an Kesseln und Brenn-und liefert grössere Mengen von Oxyden und Krätzen als das Raffi-im Flammofen. Besonders bei einem Arsengehalte werden die Kessel ren Rande des Metallbades in der kürzesten Zeit und bei imongehalte schnell zerfressen. Dagegen sind die Bleiver-sseln geringer als in Flammöfen.



heit aus der Figur 277

Thüren, welche

von Antimon und Arsen geöffnet werden. r ist das Rohr zum
:s Wasserdampfes.
Einführung des Wasserdampfes in den Kessel ist aus den Figuren
79 ersichtlich. Das gusseiserne Rohr z wird an einen Stutzen m

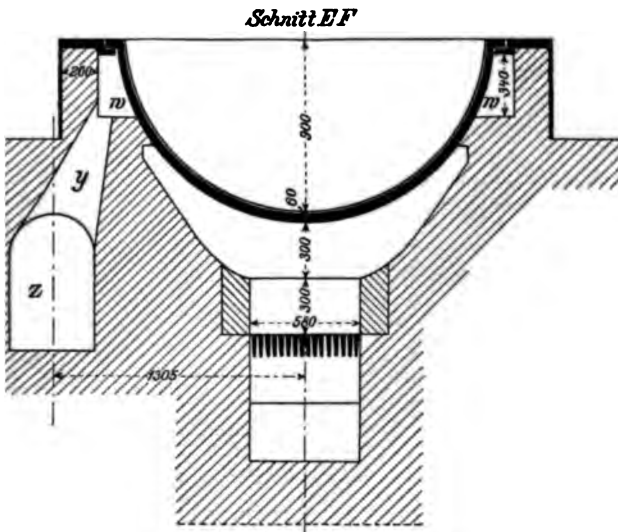


Fig. 275.

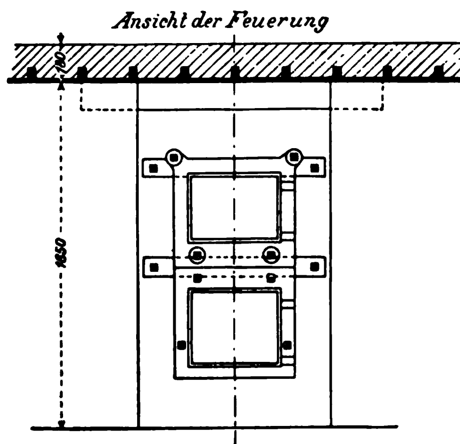
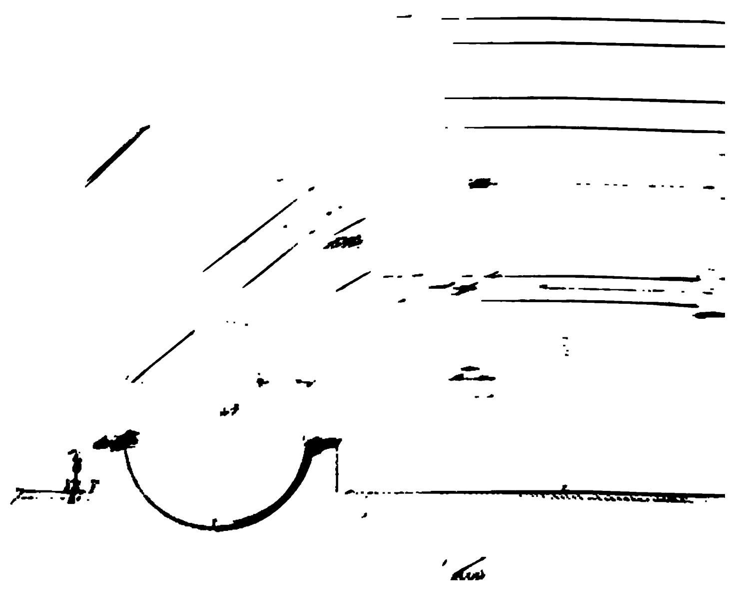


Fig. 276.

eitung d angeschraubt. So lange Wasserdampf nicht erforder-
Rohrstutzen d durch einen Blindflantsch verschlossen.
mit der Entsilberung vereinigten Reinigens des Bleis
fahren im Oberharz dienen. Das hier verarbeitete
e nachstehende Zusammensetzung:



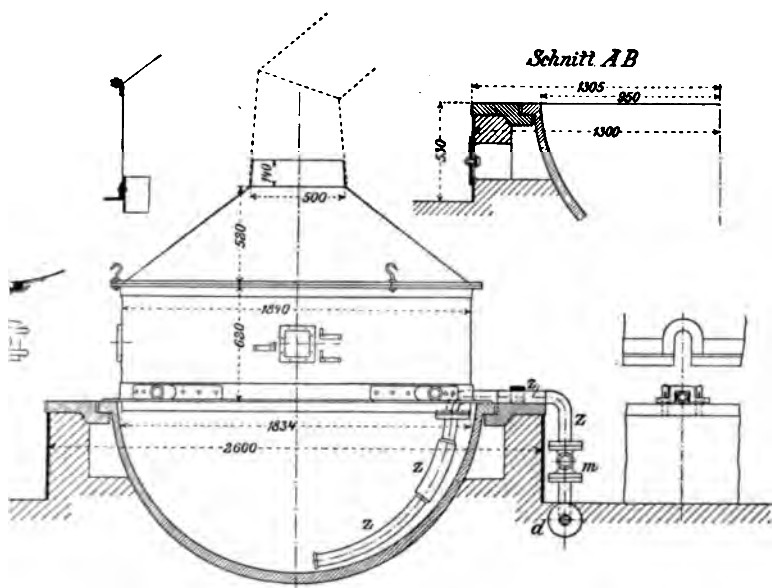


Fig. 278.

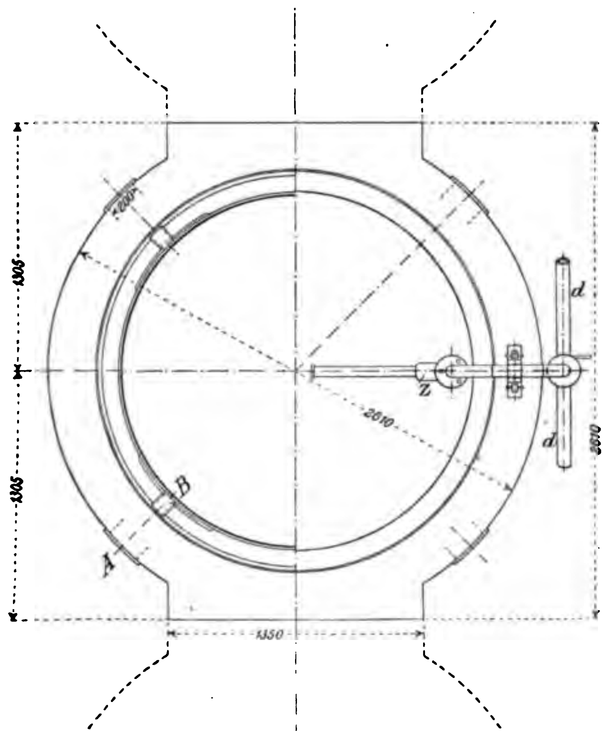


Fig 279.

wandelt, welche der Einwirkung der Luft eine sehr grosse Oberfläche bietet.

Früher hat man auch wohl als Oxydationsmittel Salpeter, Soda und Natriumhydrat angewendet.

Schliesslich sei noch bemerkt, dass man auch durch die Elektrolyse von silberhaltigem Blei (Verfahren von Keith) das Blei reinigen kann, dass aber dieses Verfahren aus wirthschaftlichen Gründen nicht zur Anwendung im Grossen gelangt ist.

Die Apparate nun, in welchen die Reinigung des Bleis vorgenommen wird, richten sich nach dem Grade der Reinheit des zu raffinirenden Bleis.

Dieselbe sind Stechheerde, in welchen das Blei unmittelbar nach dem Abstechen desselben gereinigt wird, oder Kessel aus Gusseisen oder Gussstahl oder Flammöfen.

Die Reinigung im Stechheerde wendet man nur bei reinen Bleisorten an, aus welchen noch geringe Mengen von Kupfer oder Zink zu entfernen sind. Auch geringe Mengen von Antimon lassen sich durch Polen des in den Stechheerden befindlichen rothglühenden Bleis entfernen.

Die Reinigung in Kesseln wendet man bei Bleisorten an, welche nicht zu erhebliche Mengen von Kupfer und verhältnissmässig geringe Mengen von Antimon und ganz besonders von Arsen enthalten. Dagegen dürfen sie Zink bis zur Sättigung enthalten.

Die Reinigung in Flammöfen wendet man grundsätzlich bei allen Bleisorten an, welche grössere Mengen von Kupfer, Arsen, und Antimon enthalten. Auch wendet man sie ebenso wie die Kessel zur Entfernung des Zinks aus mit Hülfe von Zink entsilbertem Blei an. Enthalten die Bleisorten grössere Mengen von Kupfer, so unterwirft man sie zuerst einer Saigerung in besonderen Saiger-Flammöfen und dann einer weiteren Reinigung in sog. Raffinir-Flammöfen. Andernfalls erfolgt die Befreiung des Bleis vom Kupfer in den Raffinir-Flammöfen vor der Entfernung der übrigen Verunreinigungen.

Die Reinigung im Stechheerde

beruht darauf, dass das Blei im rothglühenden Zustande in denselben abgestochen wird und dass sich beim Erkalten desselben auf die für das Ausschöpfen desselben in Formen erforderliche Temperatur der Kupfer- und Zinkgehalt desselben als schwer schmelzbare Legirungen an der Oberfläche in Form einer Haut oder Kruste, (Krätze, Bleidreck oder Schlicker genannt) ausscheiden.

Diese Haut wird mittelst einer Kratze oder mit Holzbrettern so oft entfernt, als sie sich bildet. Grössere Kupfermengen lassen sich indess, da das Blei ziemlich schnell auf die Ausschöpftemperatur kommt, auf diese Weise nicht entfernen. Kleine Mengen von Antimon und Arsen

lassen sich aus dem rothglühenden Blei im Stechheerde durch Polen desselben mit einer Stange frischen Holzes oder mit zusammengebundenen frischen Holzreisern entfernen.

Die Reinigung in Kesseln

dient sowohl zur Entfernung von Kupfer (bzw. Nickel und Kobalt) als auch zur Oxydation der übrigen Elemente. Das Kupfer (bzw. Nickel und Kobalt) scheidet sich beim Einschmelzen an der Oberfläche des Metallbades (Schlicker) aus.

Die letzten Antheile von Kupfer lassen sich durch Einrühren von Zink in das Metallbad entfernen, indem das Kupfer mit dem Zink legirt beim Erkalten des Metallbades als Kruste an die Oberfläche desselben tritt.

Zur Entfernung der übrigen Elemente (Zinn, Arsen, Antimon, Zink) muss das Metallbad bis zur Rothglut erhitzt und in möglichst ausgedehnte Berührung mit der Luft gebracht werden. Zu dem letzteren Zwecke bringt man entweder eine Polstange in das Metallbad oder man leitet gespannten Wasserdampf durch dasselbe. Bei dem Durchleiten von Wasserdampf bedeckt man den Kessel mit einer Haube aus Eisenblech, welche mit einem Abzugsrohre für den Dampf versehen ist und Luftzugsöffnungen besitzt. Enthält das Metallbad Zink, so wird das Wasser zersetzt und es wird unter Entbindung von Wasserstoff Zinkoxyd gebildet. Bei einem Zinkgehalte ist daher beim Durchleiten von Wasserdampf der Zutritt der Luft nicht erforderlich. Antimon und Arsen dagegen zersetzen das Wasser nicht und bedürfen daher des Zutrittes der Luft zur Oxydation.

Die Kessel finden besonders Anwendung bei der Verbindung der Entsilberung des Bleis mit der Reinigung desselben.

Bei der Entsilberung des Bleis durch den sog. Pattinson-Prozess (siehe Silber) werden höhere Temperaturen nicht angewendet. Dieser Prozess beruht darauf, dass geschmolzenes silberhaltiges Blei bei der Abkühlung bis zu einer bestimmten Temperatur silberarme Krystalle ausscheidet, während der flüssig gebliebene Theil des Bleis, die sog. Mutterlauge, silberreicher wird. Durch Wiederholung des Einschmelzens der Krystalle erhält man schliesslich silberarmes Blei, während man durch fortgesetzte Ausscheidung von Krystallen aus den Mutterlaugen silberreiches Blei erhält. Durch die mit diesem Prozesse verbundenen wiederholten Umschmelzungen des Bleis, welche in Kesseln aus Gusseisen ausgeführt werden, scheidet sich das Kupfer zum grossen Theile aus, ebenso Nickel und Kobalt. Das Wismuth geht mit dem Silber und sammelt sich im silberreichen Blei an. Die übrigen Elemente bleiben aber zum grössten Theil im Blei, weil eine Erhitzung des Metallbades bis zur Rothglut bei dem Prozess nicht stattfindet. Sind diese Elemente daher in grösserer Menge vorhanden, so muss dem Pattinsonprozess ein Raffiniren und bei grösserem Kupfergehalte auch ein Saigern des Bleis vorausgehen.

Aus den nachstehenden Analysen von Hampe, Zeitschr. für Berg- Hütten- und Salinenwesen in Preussen, XVIII p. 203, die sich auch au die Zinkentsilberung beziehen, ergiebt sich, wie weit das Blei des Ober harzes durch ein einmaliges Umschmelzen in Kesseln bei niedriger Tempe ratur (ohne zur Rothglut gebracht zu werden) gereinigt wird. Diese Blei ist verhältnissmässig rein und bedarf daher keiner Raffination vor de Entsilberung.

	Clausthal		Lautenthal	
	Vor Entfernung des Abzugs	Nach Entfernung des Abzugs	Vor Entfernung des Abzugs	Nach Entfernun des Abzugs
Pb	98,9294	99,0239	98,9647	99,1883
Cu	0,1862	0,1096	0,2838	0,0907
Bi	0,0048	0,0050	0,0082	0,0083
Ag	0,1412	0,1420	0,1413	0,1440
As	0,0064	0,0053	0,0074	0,0032
Sb	0,7203	0,7066	0,5743	0,5554
Fe	0,0064	0,0042	0,0089	0,0048
Zn	0,0028	0,0017	0,0024	0,0015
Ni	0,0023	0,0017	0,0068	0,0038
Co	0,00016	Spur	0,00035	Spur

Die Entsilberung des Bleis durch Zink setzt Blei von verhältnissmässig geringem Kupfergehalte voraus, weil andernfalls das Zink durch das Kupfer verbraucht wird. Bei erheblichem Kupfergehalte ist eine vorgängige Aussaigerung der Kupfers in Saigeröfen erforderlich. Auch die andern Elemente, besonders Arsen und Antimon, dürfen nur in verhältnissmässig geringer Menge vorhanden sein. Sind sie in grösserer Menge vorhanden, so ist eine vorgängige Entfernung derselben durch oxydirendes Schmelzen in Flammöfen erforderlich.

Die Entsilberung des Bleis durch Zink beruht darauf, dass Zink, welches in silberhaltiges Blei eingeschmolzen wird, sich mit dem Silber legirt und beim Erkalten der geschmolzenen Massen bis zu einem gewissen Grade mit dem gesammten Silber als eine schaumige Kruste an die Oberfläche des Metallbades tritt. Das Blei nimmt aber bei diesem Verfahren gegen $1/2$ % Zink auf, welches es während des Entsilberungsprozesses nicht wieder loslässt.

Da das Zink zum Kupfer eine noch grössere Verwandtschaft besitzt als zum Silber, so wird das Blei bei der Zinkentsilberung durch die verschiedenen hierbei erforderlichen Zinkzusätze vollständig vom Kupfer gereinigt. Die übrigen Elemente, besonders Antimon und Arsen, verbleiben zum grösseren Theile beim Blei und müssen, ebenso wie das vom Blei aufgenommene Zink, nach der Entsilberung aus demselben entfernt werden Es geschieht dies durch Erhitzen des Metallbades bis zur Kirschrothglu und durch Einleiten von Wasserdampf in dasselbe. Zuerst entfernt ma das Zink durch Einleiten von Wasserdampf bei Luftabschluss, dann di

rigen Elemente, besonders Antimon und Arsen, durch Einleiten von
asserdampf in das Metallbad bei Luftzutritt. Das Zink kann man so-
hl als ein pulverförmiges Gemenge von Zinkoxyd und Bleioxyd als auch
eine geflossene Masse erhalten. Das Antimon erhält man in der Ge-
lt einer schwarzen geflossenen Masse (Abstrich). Auch kann man Zink
d Antimon zusammen in einer einzigen Masse erhalten.

Man hat auch versucht, das Zink durch Einleiten von Luft in das Metall-
d zu entfernen, dabei aber eine zu starke Oxydation des Bleis erreicht.

Ferner hat man versucht, das Zink allein durch Einleiten von
hlensäure in das rothglühende Metallbad als Oxyd zu entfernen. Ob-
hl die hierauf gerichteten Versuche in kleinem Maassstabe gut ausfielen,

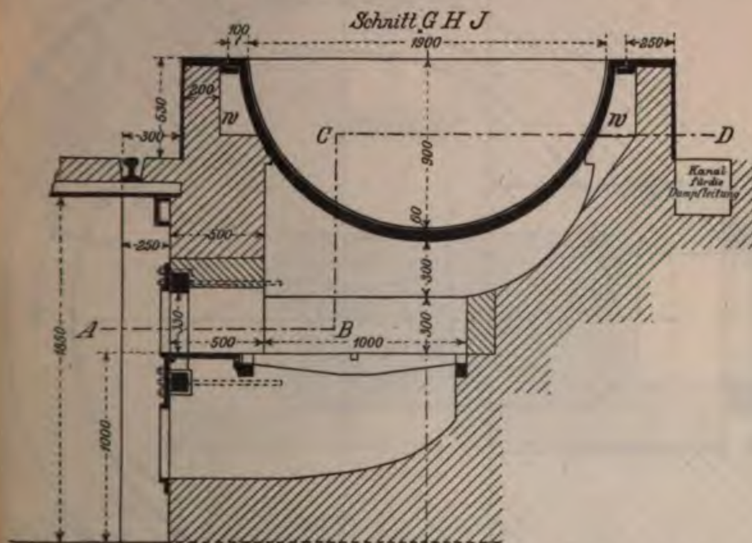


Fig. 273.

stellten sich doch der Ausführung im Grossen, als man Gase mit 15
20 Volumprocenten Kohlensäure anwendete, Schwierigkeiten entgegen.

Dagegen lässt sich das Zink durch Polen des Metallbades mit Koch-
lz oder Abraumsalzen als Chlorzink entfernen, ein Verfahren, welches
genwärtig nur noch ausnahmsweise angewendet wird.

Das Raffiniren im Kessel verläuft schnell; es dauert bei Kessel-
lungen von $12^1/_2$—20 t je nach der Reinheit des Bleis $^3/_4$ bis 3 Stunden
dagegen erfordert es bei der Nothwendigkeit der Erhitzung des Kessel-
altes auf Rothglut einen erheblichen Aufwand an Kesseln und Brenn-
ff und liefert grössere Mengen von Oxyden und Krätzen als das Raffi-
en im Flammofen. Besonders bei einem Arsengehalte werden die Kessel
dem oberen Rande des Metallbades in der kürzesten Zeit und bei
sserem Antimongehalte schnell zerfressen. Dagegen sind die Bleiver-
e in den Kesseln geringer als in Flammöfen.

Die Entfernung des raffinirten Bleis aus den Kesseln geschah durch Ausschöpfen. Gegenwärtig wird das Blei am besten ausg oder, falls die Lage des Kessels ein Ausbebern nicht gestattet, ver der Rösing'schen Bleipumpe ausgepumpt.

Die Einrichtung eines Kessels für 15 t Einsatz ist aus den stehenden Figuren 273 bis 276 ersichtlich. Die Feuergase erhitzen

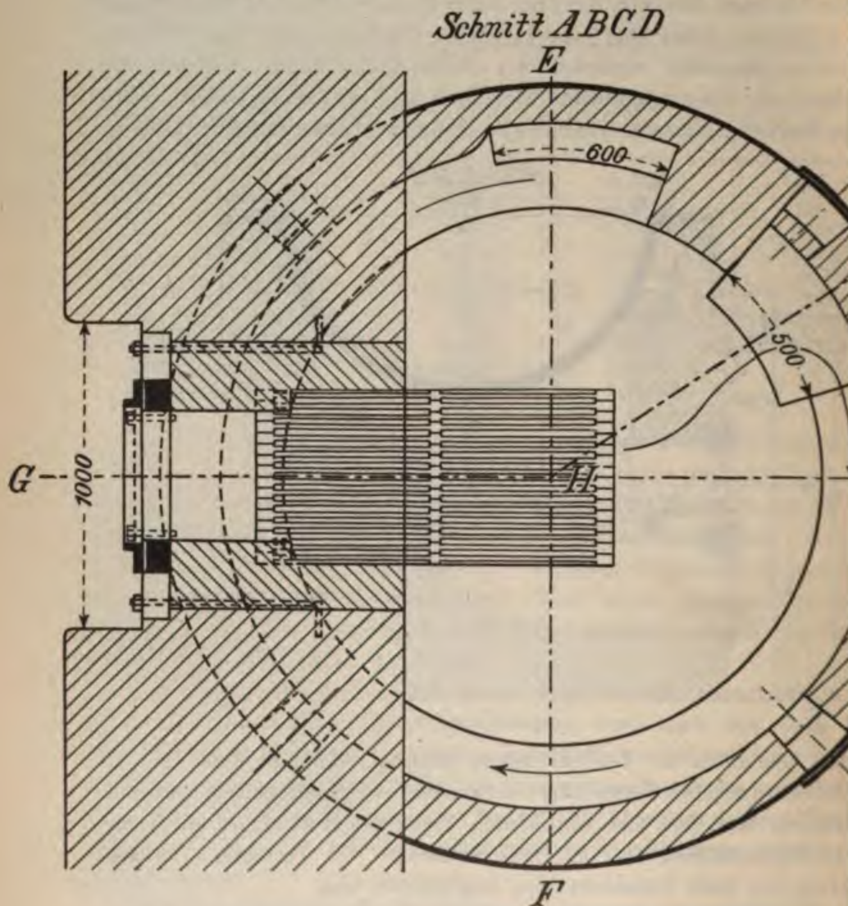


Fig. 274.

den Boden des Kessels, steigen durch eine Oeffnung im Mauerw den die obere Wand des Kessels umziehenden Canal w, fallen, nachd den Kessel umspült haben, am Ende dieses Canals in einen abstei Canal y, welcher sie in den Essencanal z führt.

Man hängt in neuerer Zeit auch wohl die Kessel frei ein.

Die schmiedeeiserne Haube des Kessels erhellt aus der Figur 277. vier in der Seitenwandung der Haube angebrachte Thüren, welche

rnung von Antimon und Arsen geöffnet werden. r ist das Rohr zum ten des Wasserdampfes.

Die Einführung des Wasserdampfes in den Kessel ist aus den Figuren und 279 ersichtlich. Das gusseiserne Rohr z wird an einen Stutzen m

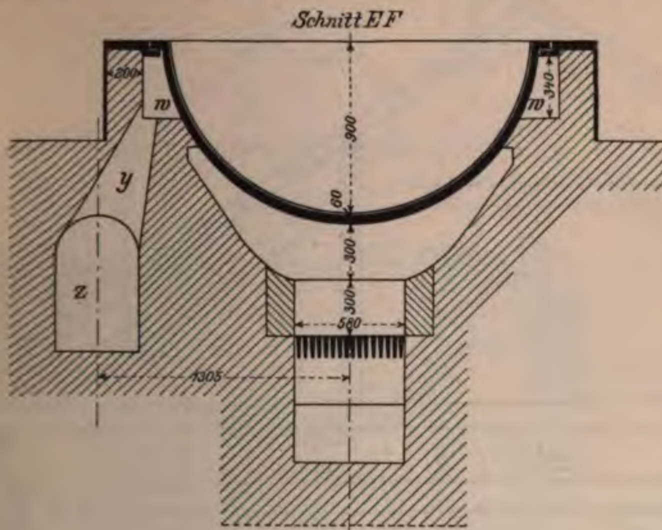


Fig. 275.

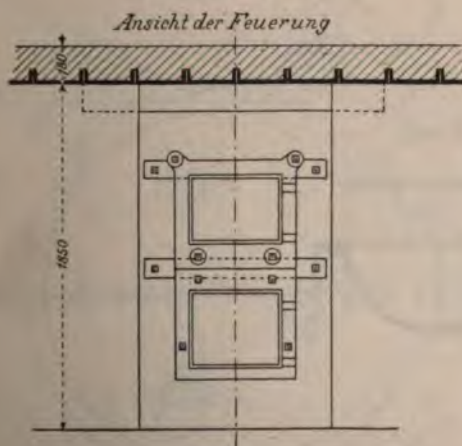


Fig. 276.

Dampfleitung d angeschraubt. So lange Wasserdampf nicht erforder- ist der Rohrstutzen d durch einen Blindflantsch verschlossen.

Als Beispiel des mit der Entsilberung vereinigten Reinigens des Bleis Kessel möge das Verfahren im Oberharz dienen. Das hier verarbeitete t nach Hampe die nachstehende Zusammensetzung:

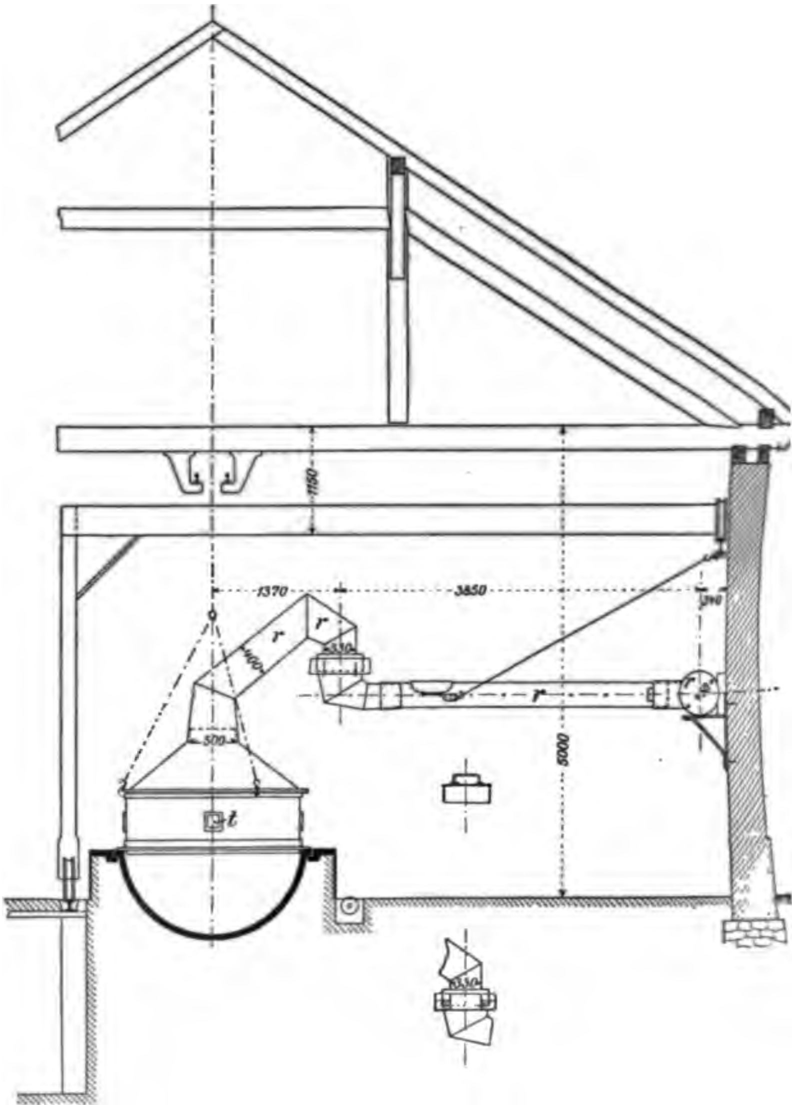


Fig. 277.

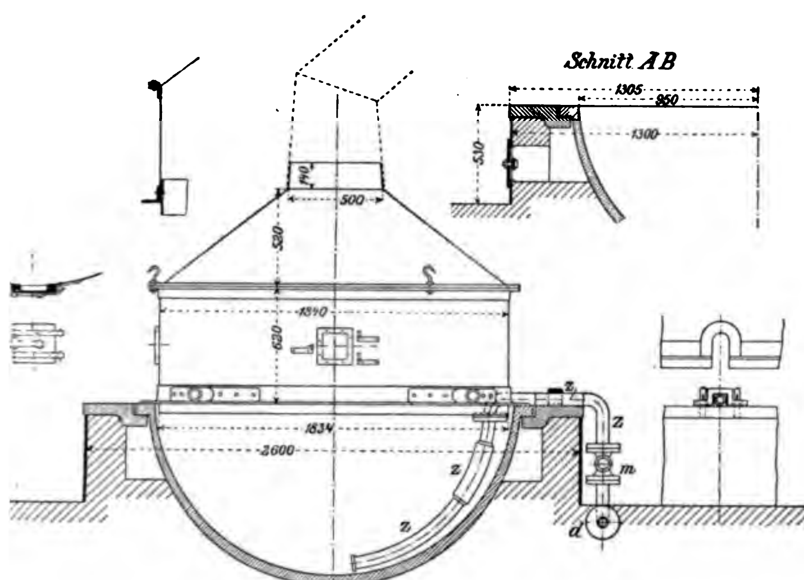


Fig. 278.

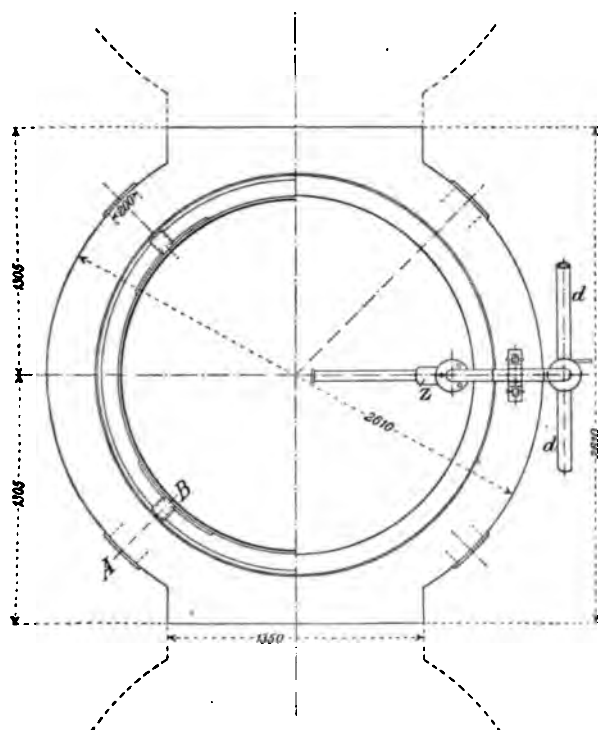


Fig. 279.

	Claustbaler Hütte	Lautenthaler Hütte	Altenauer Hütte
Pb	98,2944	98,9647	98,8378
Cu	0,1862	0,2838	0,2399
Sb	0,7203	0,5743	0,7685
As	0,0064	0,0074	0,0009
Bi	0,0048	0,0082	0,0039
Ag	0,1412	0,1421	0,1400
Fe	0,0064	0,0089	0,0035
Zn	0,0028	0,0024	0,0025
Ni	0,0023	0,0068	0,0028
Co	0,0001	0,0003	0,0001.

Dasselbe wird in Gusseisenkesseln von $12^1/_2$ t Fassung in 6 Stunden eingeschmolzen. In dieser Zeit hat sich der grösste Theil des Kupfers in Gestalt kupferhaltiger Krätzen (sog. Schlicker) auf der Oberfläche des Metallbades ausgeschieden und wird abgezogen. Es folgt nun während eines Zeitraumes von 15 Stunden die Entfernung des Silbers aus dem Blei mit Hülfe von Zink (siehe Silbergewinnung), wobei durch das letztere Metall auch der Rest des Kupfers (bis auf äusserst geringe Mengen; siehe Analyse unten) aus dem Blei entfernt wird. Nach der Entsilberung hat das Blei 0,7 % Zink aufgenommen und enthält noch den grössten Theil des Antimons. Die Entfernung dieser Körper aus dem Blei erfolgt im unmittelbaren Anschlusse an die Entsilberung in dem nämlichen Apparate wie dieselbe, und zwar entfernt man zuerst das Zink mit Hülfe von Wasserdampf bei Luftabschluss, dann das Antimon mit Hülfe von Wasserdampf bei Luftzutritt. Zu diesem Zwecke wird das von der Entsilberung heiss noch kalte Metallbad durch vierstündiges starkes Feuern in dunkle Rothgluth gebracht. Dann setzt man zur Erzielung des Luftabschlusses die oben erwähnte Haube auf den Schmelzkessel und leitet durch das in Fig. 278 dargestellte gusseisserne Rohr Wasserdampf von 2 — $2^1/_2$ Atm. Spannung auf den Boden des Kessels. Das Zink zerlegt den Wasserdampf und tritt als Zinkoxyd (unter Freiwerden von Wasserstoff) an die Oberfläche. Da die Luft nicht vollständig abgehalten werden kann, indem dieselbe theils mit dem Wasserdampf, theils durch undichte Stellen der Verschlussvorrichtung, theils durch das weite Abzugsrohr selbst zu dem Metallbade gelangt, so wird ausser dem Zink auch Blei und ein geringer Theil von Antimon oxydirt. Verschiedene, von Kuhlemann untersuchte Proben ergaben nach $^1/_2$ stündigem Durchleiten von Wasserdampf durch das Metallbad 0,402 % Zn, nach $1^1/_2$ stündigem Durchleiten von Wasserdampf bei Blei, welches nur noch wenig lappte, 0,116 % Zn und bei Blei, welches nicht mehr lappte, so wie bei völliger Trockenheit der Oxyde 0,0004 % Zink. In dem letzteren Falle ist die Entzinkung, welche in der Regel 2 Stunden dauert, beendigt. Man entfernt nun nach Abnahme der Haube das ein gelbes Pulver bildende Gemenge von Zinkoxyd, Bleioxyd und Bleikörnern ver-

lässt man, wie erwähnt, dem oxydirenden Schmelzen in Flammöfen Saigerung des kupferhaltigen Bleis in besonderen Saiger-Flammöfen ausgehen.

Die Saigeröfen besitzen einen geneigten Heerd, welcher aus Gestübbe oder feuerfesten Steinen hergestellt ist. Das Blei sammelt sic weder am Ende des Heerdes in einem Sumpfe an, aus welchem es weise abgestochen wird, oder es fliesst beständig auf der geneigten sohle aus dem Ofen in einen vor demselben befindlichen geheizten K

Saigeröfen mit Ansammlung der geschmolzenen Massen in halb des Ofens sind z. B. die Oefen zu Przibram und Freiberg.

Der Przibramer Ofen ist in den Figuren 280, 281 und 282 gestellt.

Der Heerd H ist aus Mergel hergestellt und endigt in eine Gestübbe geschlagenen Sumpf s, aus welchem das Blei zeitweise den Stichcanal t abgelassen wird. Das dem Saigern zu unterwer kupferhaltige Blei wird durch die Arbeitsöffnungen a a auf den Heer bracht. Das Blei saigert daselbst aus und fliesst in den Sumpf, wäl das Kupfer mit einem Theile Blei legirt sowie Nickel und Kobalt als Masse (Saigerdörner oder Saigerkrätzen) auf dem Heerde zurückbleibe durch die Arbeitsöffnungen aus dem Ofen entfernt werden. r ist der v der Fuchscanal, w der Essencanal.

Der Freiberger Saigerofen ist in den Figuren 283 und 284 d stellt. Derselbe wird mit Unterwind betrieben. H ist der Heerd, r der v ist das Rohr zum Zuführen von Unterwind unter den Rost; s is Sumpf; z ist der Fuchscanal; w ist die Esse; m m sind die Arbeitsöffnu u ist eine aus Gusseisen hergestellte Rinne zum Ablassen des Blei dem Sumpfe.

Das Blei, welches in Freiberg (Jahrbuch für das Berg- und Hü wesen im Königreich Sachsen auf das Jahr 1882) vor der Entsilb nach dem Pattinson-Verfahren gesaigert wird, ist nach Schertel zusam gesetzt wie folgt:

Ag	0,544	Ni }	0,055
Cu	0,940	Co }	
Bi	0,066	Fe	0,027
As	0,449	Zn	0,022
Sb	0,820	S	0,200
Sn	0,210		

In 12 Stunden werden 12 t Blei bei einem Brennstoffverbrauch 4 hl geringwerthigen Steinkohlen verarbeitet. Man erhält 2 bis 5 % Gewichte des Bleis an Saigerdörnern und eine entsprechende Menge S blei. In die Saigerdörner gehen 96 % des Nickelgehaltes, 93 % des K gehaltes und 25 % des Arsengehaltes des Bleis über.

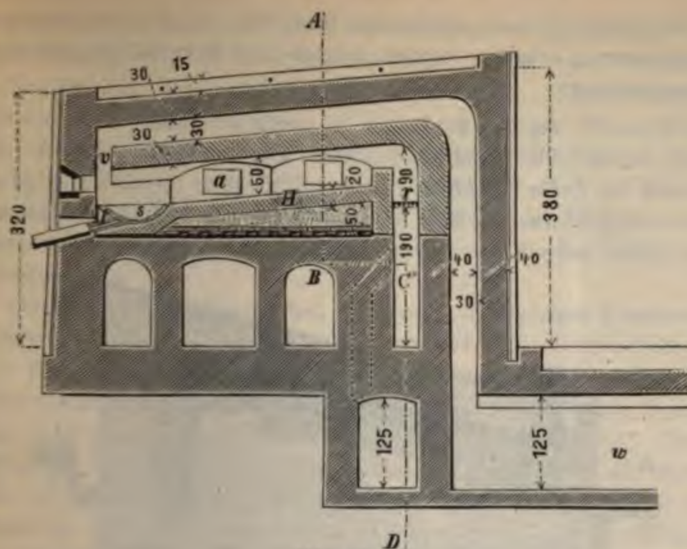


Fig. 280.

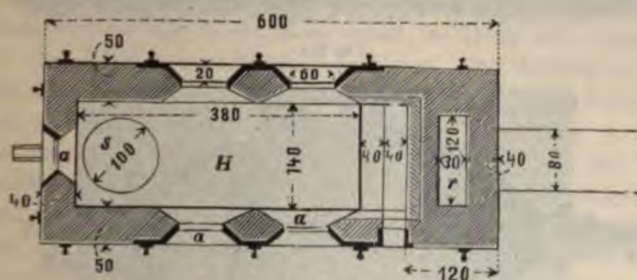


Fig. 281.

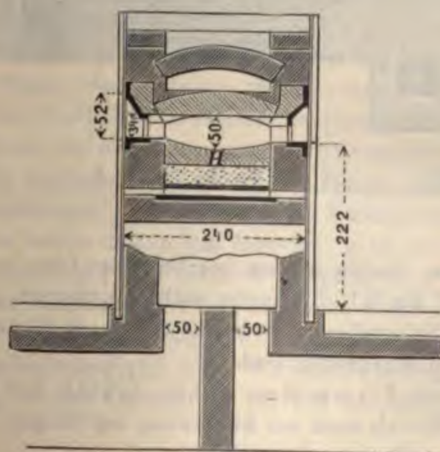


Fig. 282.

Die Saigerdörner, welche aus dem Blei von der oben angegeb Zusammensetzung erhalten wurden, zeigten nach Schertel die nachstehe Zusammensetzung:

Ag	0,17	Sb	0,98
Pb	62,40	Sn	0,04
Cu	17,97	Ni } Co }	1,09
As	2,32		

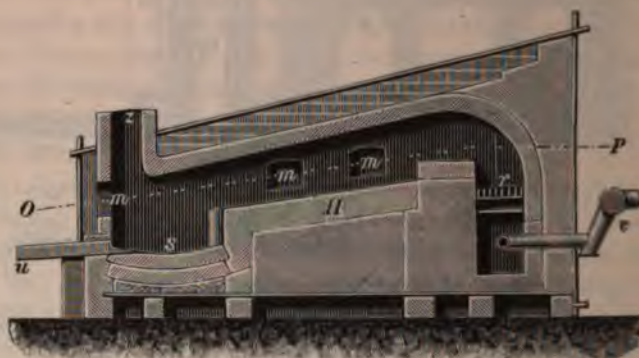


Fig. 283.

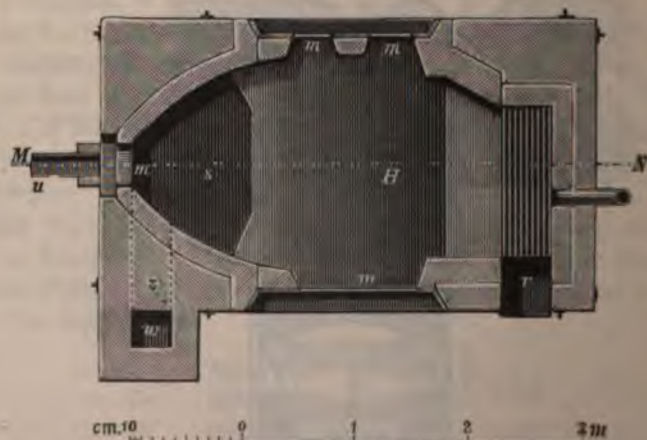


Fig. 284.

In Przibram werden in dem beschriebenen Ofen in 24 Stunden 1 Blei, welches 0,07 bis 0,10 % Kupfer enthält, gesaigert. Man erhält selbst gegen 6 % Saigerdörner, in welche 80 bis 90 % des Kupfergehal der Saigerdörner übergegangen sind.

Die Raffinir-Flammöfen dienen sowohl zur Entfernung Kupfers aus dem Blei als auch zur Entfernung der übrigen Verunreinigun desselben durch oxydirendes Schmelzen.

Bei starkem Betriebe, wie er in den Entsilberungsanstalten der Vereinigten Staaten von Nordamerika die Regel bildet, wird das Kupfer in den Abzügen der Raffinir-Flammöfen angesammelt. Diese Abzüge werden dann noch einer Saigerung in einem besonderen Flammofen unterworfen, wobei man noch einen erheblichen Theil silberhaltigen Bleis und kupferhaltige Krätzen erhält. Das silberhaltige Blei wird der Entsilberung unterworfen, während die kupferhaltigen Krätzen mit Bleiglanz auf einen Kupferbleistein verschmolzen werden, welcher auf Kupfer, Silber und Blei verarbeitet wird.

Die Flammöfen arbeiten mit Essenzug. Bei grosser Unreinheit wird Gebläsewind auf das geschmolzene Blei geleitet. Die älteren Oefen fassen 10 bis 20 t, die neueren 30 bis 35 t. Ausnahmsweise hat man auch in den Vereinigten Staaten von Nordamerika Oefen eingerichtet, welche 50 t fassen. Die Gestalt des Heerdes ist elliptisch oder rechteckig. Die Länge des Heerdes beträgt das Anderthalbfache bis Doppelte von der Breite desselben. Die Tiefe beträgt 0,279 bis 0,406 m, nur ausnahmsweise geht sie bis 0,550 m. Bei den neueren Oefen ist der Heerd zur Vermeidung des Austrittes von Blei aus demselben in eine eiserne Pfanne gelegt. Dieselbe wurde zuerst aus Gusseisen hergestellt. Da dieses Material in Folge der Temperaturwechsel aber leicht Risse erhält, so stellt man gegenwärtig die Pfannen grundsätzlich aus Schmiedeeisen her. Die Heerdmasse selbst besteht aus Mergel oder aus feuerfesten Steinen. Da die Heerdmasse durch Bleioxyd und antimonsaures Blei leicht weggefressen wird, so stellt man dieselbe aus zwei Lagen von feuerfesten Steinen her. Um das Wegfressen der Heerdmasse zu verlangsamen, umgiebt man entweder den ganzen Heerd oder nur die Seitenwände desselben mit einem Wassermantel. Im ersteren Falle ist die den Heerd enthaltende Pfanne aus Schmiedeeisen mit einer zweiten schmiedeeisernen Pfanne umgeben. In dem Zwischenraum zwischen beiden Pfannen, welcher 0,076 bis 0,101 m beträgt, circulirt das Kühlwasser. Bei den neuesten Pfannen hat man die Bodenkühlung des Heerdes als überflüssig fortgelassen und kühlt nur noch die Seitenwände desselben.

Die Einrichtung eines älteren Ofens ohne Kühlung mit Mergelheerd, welcher zu Przibram in Böhmen in Anwendung steht und Einsätze von 22 t erhält, ist aus den Figuren 285 bis 288 ersichtlich. Derselbe wird mit Gebläsewind betrieben. h ist der aus Mergel hergestellte Heerd; m ist die Erhitzungskammer, r der Rost, f der Fuchscanal; a sind die Windleitungsröhren zu beiden Seiten des Heerdes. n ist die hohle, durch Luft gekühlte Feuerbrücke; g g sind die Arbeitsöffnungen. w ist der Stichcanal, durch welchen das raffinirte Blei aus dem Ofen abgelassen wird.

Die Einrichtung eines neueren amerikanischen Ofens mit Pfanne aus Schmiedeeisen und Wasserkühlung der Seitenwände des Heerdes ist aus den Figuren 289 bis 293 ersichtlich[1]).

[1]) Hofman l. c.

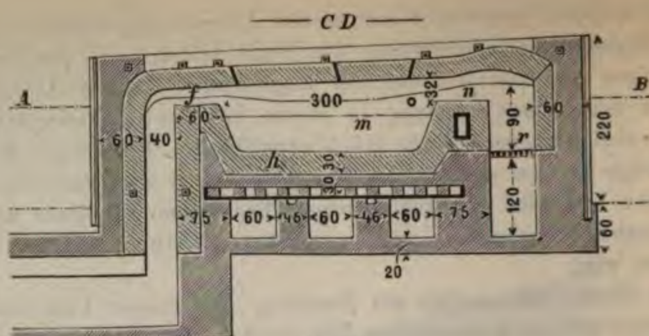


Fig. 285.

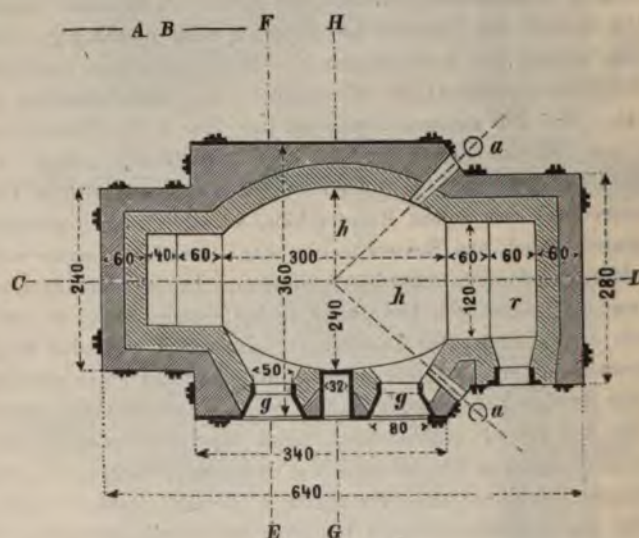


Fig. 286.

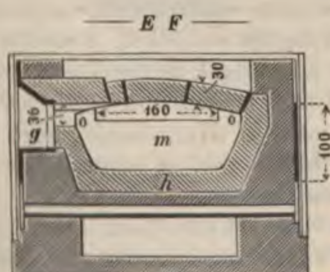


Fig. 287.



Fig. 288.

a ist die Rostfeuerung; c ist die aus Kesselblech von $9^1/_2$ mm Stärke gefertigte Pfanne, welche den Heerd bis zur Höhe der Arbeitsöffnungen (066 m hoch) umgiebt. b ist der gleichfalls aus Kesselblech von $9^1/_2$ mm

Fig. 289 bis 291.

Fig. 292 und 293.

Stärke hergestellte, an die Pfanne angenietete Wassermantel. Die lichte Weite desselben beträgt 76 mm, die Höhe 0,533 m. In denselben tritt das Wasser durch ein Rohr von 32 mm Weite ein und durch ein Rohr von

gleicher Weite aus. Die Länge des Heerdes mit dem Wassermantel beträgt 4,87 m, die Breite mit dem Wassermantel 2,43 m. d ist die hohle, durch Luft gekühlte Feuerbrücke. f ist der Fuchs, durch welchen die Feuergase in den Canal g und aus dem letzteren in den Essencanal ziehen. An der einen langen Seite des Ofens befinden sich 3 Arbeitsöffnungen i, an der gegenüberliegenden Seite dagegen nur 2 Oeffnungen h. Durch die letzteren erfolgt das Eintragen des Bleis in den Ofen, während durch die Oeffnungen i die Abzüge und Krätzen von dem Bleibade entfernt werden. Die Oeffnungen i sind 76 mm in den Wassermantel eingelassen, während die Oeffnungen h nur bis zum oberen Rande desselben reichen. Die Pfanne ruht auf I-Eisenträgern j j, welche ihrerseits auf den Mauern z liegen. Die Pfanne hat am Boden eine Lage Ziegelmehl, dann folgen zwei Lagen feuerfester Steine o und p. Die untere Lage o kann weniger feuerfest sein, während die obere Lage p aus den besten feuerfesten Steinen herzustellen ist. Die Steine sind so dicht wie möglich aneinander zu legen und durch einen Mörtel von feuerfestem Thon zu verbinden. q sind die aus feuerfesten Steinen hergestellten Seitenwände des Heerdes, welche bis zur unteren Lage o der feuerfesten Steine der Sohle reichen. Das Ausfressen des Heerdes beschränkt sich nur auf die obere Lage p der Sohle und auf eine gewisse Tiefe der Seitenwände q. Der Heerd ist nach dem Stichcanal t hin geneigt. Der letztere stellt ein conisches Rohr aus Eisen dar, welches durch den Wassermantel hindurchgeht und an die gusseiserne Rinne e angeschlossen ist. Er wird gewöhnlich durch eingestampften Thon verschlossen. Auch verschliesst man ihn wohl durch einen mit Thon bestrichenen Eisenpflock.

Der Betrieb der Raffiniröfen wird so geführt, dass man das Blei einschmilzt und dann die Krätzen, welche auf der Oberfläche des Metallbades erscheinen (Schlicker oder Abzug genannt), entfernt. Dann erhitzt man das Blei zur Dunkelrothglut und lässt, wenn vorhanden, das Gebläse an. Es oxydirt sich nun zuerst das Zinn und wird in der Gestalt von Krätzen entfernt. Dann folgen Antimon, Arsen und die sonstigen leicht oxydirbaren Elemente.

Da die Oxydation des Antimons ziemlich langsam von Statten geht, so befördert man sie auf vielen Werken durch Zusatz von Glätte. Auch leitet man wohl, wie beim Raffiniren in Kesseln, durch Eisenrohre, welche man durch die Arbeitsöffnungen einführt, Wasserdampf in das Metallbad. Hierdurch wird die Zeit der Oxydation des Antimons um $1/_2$ verkürzt, indessen werden dabei grosse Mengen von Oxyden gebildet, welche an die Seitenwände des Ofens getrieben werden und dieselben sehr schnell zerfressen. Dieses Verfahren ist daher nur in Nothfällen in Anwendung zu bringen.

Die antimonhaltigen Krätzen (Abstrich) lässt man vor dem [illegible] derselben abkühlen, damit sie eine feste Kruste bild[illegible] dieses Zweckes werden die Thüren des Ofen[illegible]

dieser Krätzen erfolgt bei geringem Antimongehalte des Bleis nur einmal, andernfalls mehrere Male. Die Raffination des Bleis ist beendigt, wenn der Abzug lediglich aus Glätte besteht. Nach der Entfernung des Abzugs von dem Bade lässt man dasselbe bei geöffneten Thüren abkühlen und sticht dann das Blei ab. Am besten ist es, dasselbe in einen Kessel fliessen zu lassen, aus welchem es mit Hülfe von Hebern in die Formen gegossen wird. In manchen Fällen lässt man es auch in einen drehbaren Löffel und aus dem letzteren in die im Halbkreise um denselben herumgestellten Formen fliessen. Die Menge der erhaltenen Schlicker und Krätzen hängt von dem Gehalte des Bleis an beiden Bestandtheilen ab. So betragen die Schlicker im grossen Durchschnitte 4 % von dem Gewichte des eingesetzten Bleis, die Krätzen gegen 5 % vom Gewichte desselben. An Brennstoff verbraucht man bei den neueren Oefen auf 1 t eingesetzten Werkbleis 71 kg Steinkohlen.

In den Oefen der gedachten Art findet sowohl das Raffiniren des zu entsilbernden Bleis als auch die Reinigung des entsilberten Bleis und die Reinigung silberfreien Bleis statt. Bei der Reinigung des durch Zink entsilberten Bleis erhält man 4—5 % zinkische Krätzen vom Gewichte des Werkbleis mit 90 % Blei. Ein Einsatz von 30 t wird in 14 Stunden entsilbert. Auf 1 t Urwerkblei werden 55 kg Steinkohle verbraucht.

In den oben beschriebenen Ofen von Przibram setzt man 22 t gesaigerten Bleis ein, welche in 24—26 Stunden raffinirt werden. Der Brennstoff-Aufwand beträgt 9 % Steinkohle vom Gewichte des eingesetzten Bleis. Man erhält 81 % raffinirtes Blei. Das raffinirte Blei von Przibram hat die nachstehende Zusammensetzung[1]):

	1.	2.	3.	4.
Ag	0,00015	0,0014	0,00170	0,0013
Cu	0,00090	0,0021	0,00119	0,0012
Bi	0,00220	0,0018	0,00185	0,0021
Fe	0,0010	0,0010	0,0011	0,0017
Sb	0,0016	0,0029	0,0032	0,0029
Zn	Spur	0,0008	0,0012	0,0011.

In Freiberg geschieht das Raffiniren des silberhaltigen Bleis für den Pattinson-Prozess nach vorgängiger Saigerung desselben in dem oben beschriebenen Saigerofen in Oefen mit Gebläse und Chamottefutter, welche eine ähnliche Einrichtung besitzen wie der Ofen zu Przibram. Man bringt das Blei in mehreren Einsätzen (der erste 6 t; nach dem Einschmelzen desselben ein zweiter zu 10 t und dann noch ein dritter zu 5 t) in den Ofen. Man erhält zuerst mehrere Zinn und Arsen enthaltende Abzüge, welche in der oben dargelegten Weise auf Zinn verarbeitet werden, und

[1]) Oesterr. Zeitschrift 1885 S. 208.

dann antimon- und arsenhaltige Abzüge, welche auf Hartblei verarbeitet werden. Die Zeit des Raffinirens hängt von der Menge der im Blei enthaltenen Verunreinigungen ab und geht (für 21 t) bis 36 Stunden.

In dieser Zeit verbraucht man 7 hl Braunkohle und 3 hl Steinkohle und erhält 85 % raffinirtes Blei mit 0,5 bis 0,7 % Silber.

In Port-Pirie in Süd-Australien wird das silberhaltige Blei von Broken Hill in Neu-Süd-Wales vor der Zinkentsilberung (ohne vorgängige Saigerung) raffinirt. Die Einrichtung der Raffiniröfen, deren Heerd mit seitlicher Wasserkühlung versehen ist und aus Chamottesteinen besteht, ergiebt sich aus den Figuren 294 bis 298. Der Einsatz beträgt 22 t Blei mit 250 bis

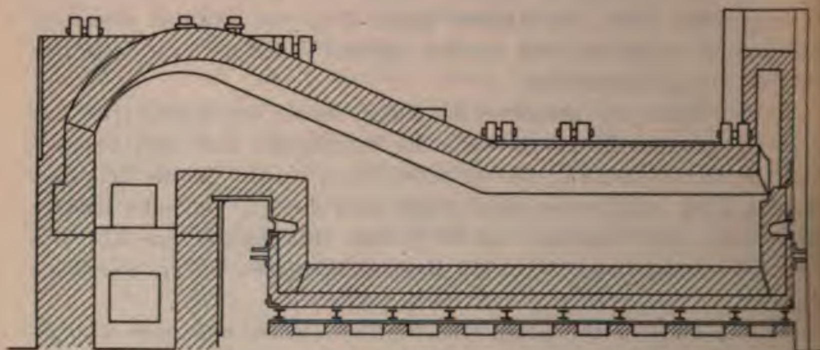


Fig. 294.

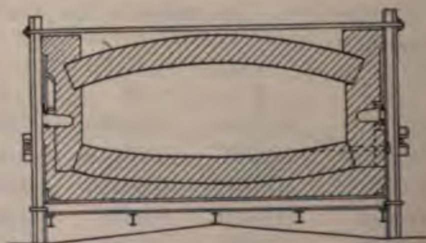


Fig. 295.

350 Unzen Silber per t, welche in 14 bis 16 Stunden raffinirt werden. Der Brennstoffverbrauch auf 22 t Blei beträgt 1,5 t Steinkohle. Der Ofen ist in der Schicht mit 1 Mann und während des Einsetzens des Bleis, welches $1^1/_2$ Stunden in Anspruch nimmt, mit zwei weiteren Gehülfen belegt.

Die Gesammtmenge der Abzüge beträgt $2^1/_2$ bis 3 t auf 22 t Blei. Der erste Abzug (Schlicker) ist kupferhaltig und wird mit Bleiglanz in Schachtöfen auf Kupferstein verschmolzen. Die weiteren A... und 4. Abzug) sind antimonhaltig. Dieselben werden ge... auf Hartblei verarbeitet.

In Cheltenham bei St. Louis (Missouri) werden 38 bis 40 t silberhaltiges Blei ohne vorgängige Saigerung eingesetzt und je nach der Unreinheit

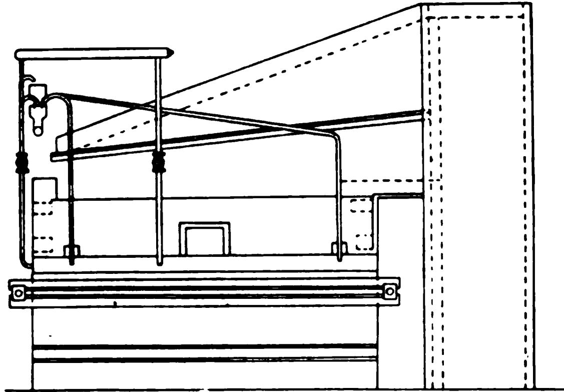


Fig. 297.

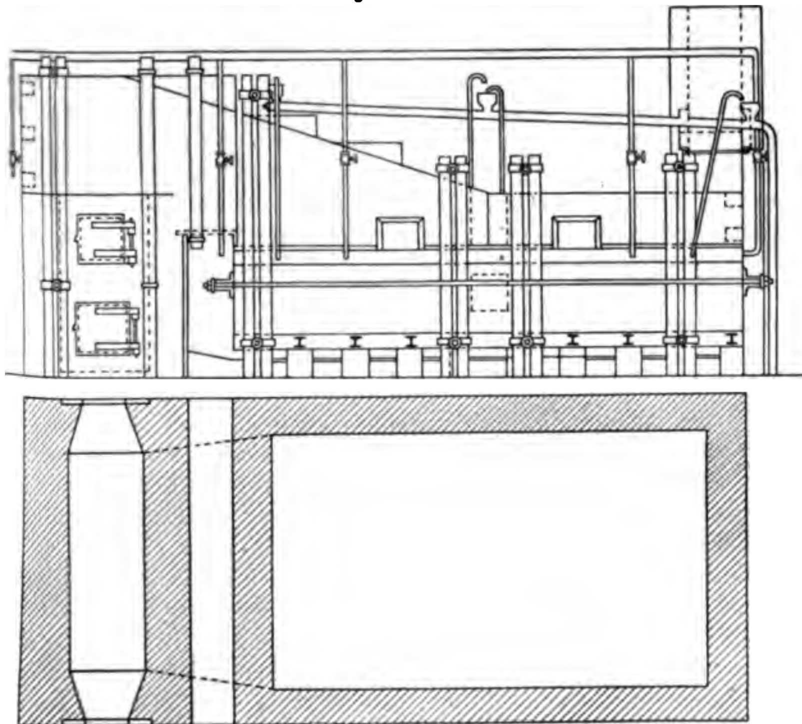


Fig. 296 und 298.

s Bleis in 15 bis 30 Stunden raffinirt. Der Kohlenverbrauch (Steinblen) beträgt je nach der Dauer des Prozesses $1^1/_4$ bis $2^1/_2$ t in 24 nden. Der Ofen ist in der 12stündigen Schicht mit $1^1/_2$ Mann belegt.

Nach der Entsilberung durch Zink wird das Blei zur Entfernung des Zinks in Oefen von der nämlichen Einrichtung einer Raffination unterworfen. Der Einsatz beträgt 36 t, die Dauer des Raffinirens 12 bis 18 Stunden, der Kohlenverbrauch auf 36 t (mit Einschluss der Kohlen zum Heizen des Auskellkessels) im Durchschnitt $2^1/_5$ t. Der Ofen erfordert in der 12 stündigen Schicht $1^1/_2$ Mann Bedienung.

Auf den Werken der Omaha & Grant Smelting and Refining Company zu Omaha im Staate Nebraska sind grosse Raffiniröfen vorhanden, welche je 45 t Blei fassen. In denselben wird Blei mit 300 Unzen Silber per t vor der Zinkentsilberung raffinirt. Die Raffination der 45 t erfordert 12 Stunden bei einem Brennstoffverbrauch von $1^1/_2$ t Kohle. Man erhält Schlicker, welche mit Bleiglanz auf einen Kupferbleistein und Werkblei verschmolzen werden und antimonhaltige Krätzen, welche nach vorgängiger Saigerung auf Hartblei verschmolzen werden.

Auf den National works bei Chicago (Illinois) wird der Raffinirofen mit Naphtarückständen (flüssige Rückstände von dem Abdestilliren des Petroleums aus Rohnaphta) betrieben. Der Einsatz beträgt 37 t silberhaltiges Blei mit 2 bis 3 % Antimon. Man setzt dem zu raffinirenden Blei zur rascheren Entfernung des Antimons Bleiglätte zu. Der ganze Prozess dauert 12 Stunden. Man erhält 32 bis 35 t raffinirtes Blei. Die hierbei erhaltenen kupferhaltigen Schlicker werden mit Bleiglanz in Flammöfen verschmolzen. Man erhält Glätte und einen Kupferbleistein. Der letztere wird im Treibofen verblasen, wobei man eine Bleischlacke und einen concentrirten Kupferstein erhält. Der letztere wird nochmals verblasen. Man erhält nun Bleischlacke und silber- und goldhaltiges Rohkupfer, sog. bottoms.

Die antimonhaltigen Krätzen werden gesaigert und dann auf Hartblei verarbeitet.

Das Ausgiessen des raffinirten Bleis.

Das raffinirte Blei wird in Formen gegossen. Man lässt dasselbe soweit abkühlen, bis es die für das Giessen erforderliche Temperatur hat. Früher wurde es, sei es aus dem Ofen, sei es aus den Kesseln, mit Löffeln ausgeschöpft und dann in die Formen gegossen. Gegenwärtig findet das Auslöffeln nur noch ausnahmsweise statt. Man sticht entweder das Blei aus dem Ofen in ein im Halbkreise drehbares Rohr ab, durch welches es in die im Halbkreise angeordneten Formen fliesst, oder man sticht es in einen mit einer Feuerung versehenen Kessel ab, aus welchem es in die Formen abgehebert wird, oder man pumpt es mit Hülfe der Rösing'schen Bleipumpe in die Formen. Am besten ist es, das Blei aus dem Ofen in einen Kessel abzustechen und dasselbe aus dem letzteren auszuhebern. Auch das in Kesseln raffinirte Blei wird am besten ausgehebert, falls die Lage des Kessels es gestattet. Andernfalls ist die Rösing'sche Bleipumpe anzuwenden.

Die Einrichtung zum Abstechen des Bleis in ein im Halbkreise

rehbares 50 bis 51 mm weites Rohr, wie sie in den **Vereinigten Staaten** on **Nord-Amerika** gebräuchlich ist, erhellt aus Figur 299[1]). In das Stichloch ist ein mit einem Hahn c versehenes Rohr eingeschraubt, welches mit dem Rohr e und dem daran befestigten drehbaren Stücke f verbunden ist. In das letztere kann ein 2 bis 3 m langes Rohr g so eingeschraubt werden, dass es vermittelst der Handhabe h im Halbkreise bewegt werden kann. Will man abstechen, so erwärmt man den Hahn durch ein darunter angezündetes Feuer und dreht ihn dann um. Das Blei fliesst nun durch das Rohr g in die vor dem Ende desselben befindliche Form. Ist dieselbe gefüllt, so dreht man das Rohr g so, dass es vor die zweite Form kommt u. s. f., bis alle Formen gefüllt sind.

Gewöhnlich wärmt man auch das Rohr g vor dem Einschrauben in das bewegliche Stück f dadurch an, dass man es in das Bleibad des Raffinirofens eintaucht. Den Hahn öffnet man zuerst ganz, um das Blei nicht in dem Rohre erstarren zu lassen, dann schliesst man ihn theilweise, um das Blei nicht zu stürmisch ausfliessen zu lassen.

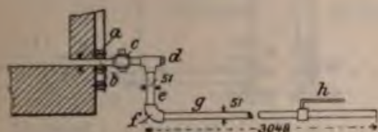


Fig. 299.



Fig. 300.

Diese Art des Abstechens hat den Nachtheil, dass das Blei im Raffinirofen auf die Giesstemperatur abgekühlt werden muss, wodurch der Ofen abgekühlt und die Leistungsfähigkeit desselben verringert wird.

Grundsätzlich soll man daher das Blei in einen geheizten Kessel abstechen und nach erfolgter Abkühlung vermittelst Heber in die Formen bringen.

Die Einrichtung eines **Hebers** zur Einführung des entsilberten Bleis aus dem Entsilberungskessel in den Raffinirofen, wie sie von Steitz auf amerikanischen Entsilberungsanstalten eingerichtet ist, ergiebt sich aus Figur 300. Der Heber besteht aus einem gebogenen Gasrohr a von 0,050 bis 0,063 m Weite, welches einerseits bis auf den Boden des Kessels reicht, andrerseits durch den Krümmer c mit einem senkrechten Rohre verbunden ist. Das letztere hat an seinem Ende einen Hahn e aus Gusseisen. Das Rohr a hat an seinem in den Kessel eintauchenden Ende einen Krümmer b, mit welchem es auf dem Kesselboden aufliegt. Das Blei fliesst nach Oeffnung des Hahnes e in eine Rinne aus Gusseisen, welche es in den Raffinirofen führt.

---

[1]) Hofman l. c.

Will man aus den Kesseln in die Formen giessen, so ist das senk
Rohr an seinem unteren Ende mit einem im Halbkreise drehbaren Hori
rohre versehen, aus welchem das Blei, wie beim directen Absteche
selben in ein derartiges Rohr, in die im Halbkreise angeordneten F
gegossen wird. Eine derartige Einrichtung ist aus den Figuren 30
302[1]) ersichtlich. i ist hier der ausserhalb des Kessels befindliche l
Schenkel des Hebers. j ist ein gusseiserner Hahn zum Oeffnen bzw
schliessen des Rohres. Am unteren Ende des Rohres befindet sich ein
bares Stück, in welches das 3 m lange Rohr p eingeschraubt ist.
die Handhabe q kann dieses Rohr im Halbkreise bewegt werden.



Fig. 301.

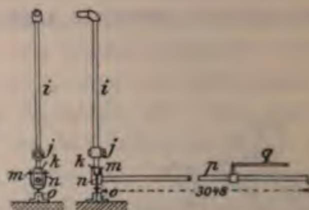


Fig. 302.

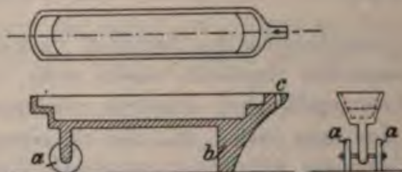


Fig. 303, 304 und 305.

drehbare Stück trägt an seinem unteren Ende einen Zapfen, welch
in dem Zapfenlager o dreht (Fig. 302).

Die Rösing'sche Bleipumpe kommt zur Anwendung, we
Lage des Kessels ein Abhebern des Bleis nicht gestattet, wie es der F
wenn die Kessel zu ebener Erde liegen. Bei derselben wird das Bl
Hülfe von Wasserdampf ausgedrückt und gelangt in ein im Halb
drehbares Gasrohr, aus welchem es in die Formen fliesst. Diese I
bewährt sich recht gut.

Die Formen, in welche das Blei gegossen wird, besitzen je na
Anforderungen des Handels verschiedene Gestalt. In den Verein
Staaten von Nord-Amerika benutzt man die in den F

[1]) Hofman l. c.

ildeten Formen, welche eine rasche Entfernung des Bleis aus den- gestatten[1]). Das eine Ende derselben ruht auf Rädern, das andere auf dem Träger b. Durch das Loch c wird ein Haken gesteckt und die Form weggefahren und umgekippt, worauf man dieselbe wieder en Platz fährt.

Die Zusammensetzung von durch Zink entsilbertem und dann raffi-, amerikanischem Handelsblei ergiebt sich aus den nachstehenden en:

	Pennsylvania Lead Co.	Consol. Kansas City Smelting and Refining Co.	
	I[2])	II[3])	III[3])
Cu	0,00007	0,00022	Spur
Ag	0,00042	0,00020	0,0004
Bi	—	0,00308	—
Sb	0,00051	0,00127	0,0004
Fe	Spur	0,00178	0,0006
Zn	0,00038	0,00075	0,0013
Mn	—	0,00021	—
S	0,00018	—	—
Pb	99,99844	99,99249	99,9963

[1]) Hofman l. c.
[2]) Trans. A. I. M. E. 111 p. 322.
[3]) Engin. and Min. Journal July 14., 1882.

Silber.

Physikalische Eigenschaften.

Das Silber besitzt eine rein weisse Farbe und vollkommenen Me glanz. Es ist ausserordentlich streckbar und dehnbar und steht nur Gold in Bezug auf diese Eigenschaften nach. Seine Härte ist grösser die des Goldes, dagegen geringer als die des Kupfers.

Das specifische Gewicht des Silbers beträgt bei 14° C. nach G. I 10,514 bis 10,619, bei 13° C. nach Matthiessen = 10,468. Es kry lisirt in den Formen des regulären Systems.

Sein Wärmeleitungs-Vermögen verhält sich zum Wärmeleitungs- mögen des Goldes nach Despretz wie 100 : 102,8, nach Calvert und J son wie 100 : 98, nach Wiedemann und Franz wie 100 : 60. Die s fische Wärme desselben ist nach Regnault 0,05701, nach Bunsen 0,0

Es hat von allen Metallen das grösste Leitungsvermögen für E tricität. Setzt man sein elektrisches Leitungsvermögen = 100, so ist selbe für Gold = 73, für Kupfer = 72 bis 77 (Matthiessen).

Es schmilzt bei ungefähr 1000° C. Sein Schmelzpunkt liegt den Ermittelungen von Becquerel bei 960° C., von Riemsdyck bei 104 In hohen Temperaturen, z B. im Knallgasgebläse, ist es flüchtig und sich sogar destilliren. Seine Dämpfe besitzen eine grünliche Farbe.

Es hat die Eigenschaft, im geschmolzenen Zustande aus der Sauerstoff (bis zu seinem 22 fachen Volumen) zu absorbiren und dense beim Erstarren wieder abzugeben. Der Sauerstoff entweicht hierbe lebhaft, dass die Oberfläche des Silbers gehoben wird und dass k Silberkügelchen mit fortgerissen und umhergeschleudert werden. nennt diese Erscheinung das „Spratzen“ des Silbers. Das Spratzen nur bei reinem Silber ein. Beispielsweise wird es durch einen geri Gehalt des Silbers an Kupfer, Wismuth und Zink verhindert. Bei re Silber lässt sich das Spratzen durch Luftabschluss bzw. durch eine D von Kohlenstaub, Kochsalz, Pottasche oder von anderen nicht oxydi wirkenden Körpern verhindern. Durch verhältnissmässig geringe Bei gungen von Arsen, Antimon, Wismuth und Blei wird das Silber sp gemacht.

Chemische Eigenschaften.

Das Silber oxydirt sich weder in trockener noch in feuchter Luft, bei gewöhnlicher Temperatur ebensowenig wie in höherer Temperatur. Aetzende Alkalien greifen das Silber nicht an, ebensowenig Carbonate der Alkalien, Salpeter und Kaliumchlorat.

Durch Salpetersäure wird das Silber leicht aufgelöst; Schwefelsäure löst es nur dann auf, wenn sie concentrirt ist und zum Kochen erwärmt wird. Salzsäure in wässriger Lösung greift es nur oberflächlich an, während Pflanzensäuren es überhaupt nicht auflösen. Schwefelwasserstoff schwärzt das Silber, indem er es in Schwefelsilber verwandelt.

Es verbindet sich mit Chlor zu Chlorsilber. Ebenso wird es durch gewisse Chloride (Kupferchlorid, Eisenchlorid, Quecksilberchlorid) in Chlorsilber verwandelt.

Beim Ueberleiten von Chlorwasserstoffsäure-Dämpfen über glühendes Silber bildet sich Wasserstoff und Chlorsilber.

Durch Glühen von Silber in feiner Vertheilung mit Kochsalz wird es in Chlorsilber verwandelt.

Durch Zusammenschmelzen mit Schwefel wird es in Schwefelsilber verwandelt.

Mit Blei, Kupfer und Zink legirt sich das Silber leicht in der Schmelzhitze. Mit Quecksilber legirt es sich schon bei gewöhnlicher Temperatur, viel leichter aber in der Wärme.

Die für die Gewinnung des Silbers wichtigen chemischen Reactionen der Verbindungen dieses Metalles.

Die Oxyde des Silbers, nämlich Silberoxyd (Ag_2O), Silberoxydul (Ag_4O) und Silbersuperoxyd [Ag_2O_2 (AgO)] spielen in der Metallurgie dieses Metalles keine bedeutende Rolle.

Das Silberoxyd (Ag_2O) bildet sich auf trockenem Wege beim Erhitzen des Silbers mit gewissen Oxyden (Kupferoxyd, Mennige, Mangandioxyd), mit Nitraten und Sulfaten von Kupfer und Blei sowie mit Arsensäure. Auch hält man das bräunliche Pulver, welches sich beim Durchleiten eines starken elektrischen Stromes durch Silber sowie beim Erhitzen von Silber im Knallgasgebläse bildet, für Silberoxyd.

Schliesslich soll sich das Silber auch in der Bleiglätte theilweise als Oxyd vorfinden. Da sich nach H. Rose und anderen Autoritäten das Silberoxyd schon zwischen 250 und 300° in Silber und Sauerstoff zersetzt, so ist die Existenz des Silberoxyds in der Glätte, welche längere Zeit hindurch eine Temperatur von 900 bis 1000° C. auszuhalten hat, fraglich.

Für die Existenz des Silberoxyds in der Glätte ist anzuführen, nach Sainte Clair-Deville und Debray (Graham-Otto-Michaelis, Ano Chemie 1884, S. 985) sowie nach Troost und Haute-Feuille (ebendase das Silberoxyd auch bei höheren Temperaturen bestehen können Ferner hat Wait (Trans. A. I. M. E. XV p. 463) mit Hülfe von E säure aus Glätte mit 2,94 % Silber 18,67 und 19,25 % des Silbergel aufgelöst. Da sich metallisches Silber in Essigsäure nicht auflöst, so man annehmen, dass sich das aufgelöste Silber in der Glätte im Zus des Oxydes befunden hat. Bis auf Weiteres müssen daher die Tempe grenzen, innerhalb welcher das Silberoxyd beständig ist, als noch feststehend angesehen werden.

Auf nassem Wege erhält man Silberoxyd als bräunliches P durch Zusatz von Kali- oder Natronlauge, Baryt- oder Kalkwasse Silberlösungen.

In Wasser löst es sich nur in geringem Maasse auf. Die Lö reagirt alkalisch.

Es hat die Eigenschaften einer starken Base.

Aus Lösungen von Kupfersalzen scheidet es Kupferoxyd ab; Lösungen der Salze von Nickel, Blei, Cadmium, Zink fällt es die O dieser Metalle theilweise aus.

Silberoxydul (Ag_4O) bildet sich beim Erhitzen von Silbers welche organische Säuren enthalten, im Wasserstoffstrome auf 100° C hat keinerlei metallurgische Bedeutung.

Silbersuperoxyd [$Ag_2O_2(AgO)$] bildet sich bei der Elektr von Silberlösungen an der positiven Elektrode, sowie durch die Einwir von Ozon auf Silber oder Silberoxyd.

Schwefelsilber (Ag_2S) bildet sich sowohl auf trockenem wi nassem Wege. Auf trockenem Wege entsteht es leicht durch Zusam schmelzen von Silber und Schwefel. Dasselbe ist grau, krystallinisch identisch mit dem natürlich vorkommenden Schwefelsilber, dem Si glanz. Auf nassem Wege entsteht es durch Behandlung von Silberlösu mit Schwefelwasserstoff oder Lösungen der Sulfide der Alkalien und lischen Erden. Schwefelsilber ist für sich nicht schmelzbar, wohl schmilzt es leicht in Verbindung mit anderen Schwefelmetallen (Stein

Durch Erhitzen bei Abschluss der Luft wird das Schwefel nicht zersetzt. Beim Erhitzen an der Luft dagegen scheidet sich S unter Entwicklung von Schwefliger Säure aus. Beim Erhitzen des Schw silbers in Wasserdampf wird gleichfalls Silber ausgeschieden, indem Schwefelwasserstoff und Schweflige Säure bilden.

Durch Erhitzen im Wasserstoffstrome wird aus dem Schwefel das Silber ausgeschieden.

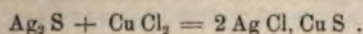
Durch dampfförmige Schwefelsäure wird das Schwefelsilber in Hitze in Silbersulfat verwandelt. Auch lässt sich das mit Schwefelk verbundene Schwefelsilber durch eine vorsichtige oxydirende Röstu

Silbersulfat überführen, während das Schwefelkupfer in Kupferoxyd verwandelt wird. Die Bildung des Silbersulfats erfolgt hier durch die Einwirkung der dampfförmigen Schwefelsäure, welche bei der Zerlegung des durch die Röstung aus dem Schwefelkupfer gebildeten Kupfersulfats frei wird, auf das Schwefelsilber.

Chlor wirkt auf Schwefelsilber in der Kälte merklich ein, sehr stark beim Erhitzen. Das Silber wird hierbei unter Bildung von Chlorschwefel vollständig in Chlorsilber umgewandelt.

Chlornatrium bildet in der Hitze bei Luftzutritt mit dem Schwefelsilber Chlorsilber, metallisches Silber und Natriumsulfat. Durch Rösten mit Kochsalz lässt sich das Schwefelsilber, auch wenn es mit anderen Schwefelmetallen verbunden ist, vollständig in Chlorsilber überführen.

Durch Kupferchloridlösung wird Schwefelsilber in Chlorsilber und Schwefelkupfer zersetzt nach der Gleichung:

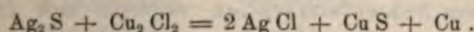


$$Ag_2S + CuCl_2 = 2\,AgCl, CuS\ .$$

Am schnellsten und vollständigsten verläuft diese Zersetzung in der Kochhitze.

Auch auf trockenem Wege wirkt Kupferchlorid zerlegend auf Schwefelsilber ein, indem es sich unter Abgabe von Chlor in Kupferchlorür verwandelt.

Kupferchlorürlösung verwandelt das Silber des Schwefelsilbers gleichfalls in Chlorsilber nach der Gleichung:



$$Ag_2S + Cu_2Cl_2 = 2\,AgCl + CuS + Cu\ .$$

Durch Eisenchloridlösung wird das Schwefelsilber nur langsam und unvollkommen in Chlorsilber übergeführt. Durch Eisenchlorür und Quecksilberchlorid wird das Schwefelsilber nicht angegriffen.

Durch Natrium-Kupferthiosulfat ($4\,Na_2S_2O_3$, $3\,Cu_2S_2O_3 + x$ aq.) wird nach Russel das Schwefelsilber rasch zersetzt, indem das Silber unter Ausscheidung von Kupfersulfid aufgelöst wird. Auf 1 g des festen Salzes wurden 0,113 bis 0,136 g Silber in Lösung gebracht.

Durch wässrige Alkalien und Chloralkalien wird das Schwefelsilber nicht gelöst, wohl aber durch Cyankalium.

Eisen zersetzt das Schwefelsilber in der Hitze vollständig, indem unter Ausscheidung von Silber Schwefeleisen gebildet wird.

In der Kälte wirkt Eisen nur sehr langsam auf Schwefelsilber ein, vollständiger dagegen bei Gegenwart von Quecksilber. Am schnellsten erfolgt die Reduction des Schwefelsilbers durch Eisen in Gegenwart von verdünnter Chlorwasserstoffsäure.

Auch durch Zink wird das Schwefelsilber in Gegenwart von verdünnter Chlorwasserstoffsäure leicht reducirt.

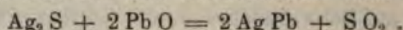
Durch Kupfer wird das Schwefelsilber in der Hitze unvollständig zersetzt, indem metallisches Silber und silberhaltiger Kupferstein entstehen.

Durch Zusammenschmelzen mit Blei wird das Schwefelsilber nach der Gleichung:



$$Ag_2S + x\,Pb = Ag_2Pb + PbS$$

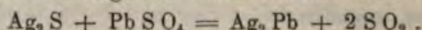
zerlegt, aber gleichfalls nicht vollständig, indem ein Theil Schwefelsilber zum Schwefelblei geht und Bleistein mit demselben bildet. Die Zersetzung ist dagegen vollständig beim gleichzeitigen Vorhandensein von Bleioxyd. Das letztere zerlegt sich mit dem Schwefelsilber nach der Gleichung:



$$Ag_2S + 2\,PbO = 2\,AgPb + SO_2\,.$$

In der nämlichen Weise wie Bleioxyd wirkt Kupferoxyd auf das Schwefelsilber ein.

Das Bleisulfat zerlegt das Schwefelsilber nach der Gleichung:



$$Ag_2S + PbSO_4 = Ag_2Pb + 2\,SO_2\,.$$

Das Silbersulfat zerlegt das Schwefelsilber in ähnlicher Weise. Durch Quecksilber wird das Schwefelsilber unter Bildung von Silberamalgam zerlegt. Die Zersetzung erfolgt jedoch langsam. Bei Gegenwart von Eisen dagegen erfolgt die Zersetzung rasch, besonders in der Kochhitze.

Durch Zusammenschmelzen mit Kaliumhydroxyd und Soda wird das Schwefelsilber unter Entstehung von Sulfiden und Sulfaten der Alkalien zum grössten Theile zersetzt.

Durch Zusammenschmelzen mit Salpeter wird es vollständig zersetzt.

Mit Silber schmilzt das Schwefelsilber zusammen. Nach Percy können 100 Theile Silber 19,56 Theile Schwefelsilber auflösen.

Mit anderen Schwefelmetallen verbindet sich das Schwefelsilber in der Schmelzhitze zu sog. Steinen. Auch metallisches Silber wird von Steinen aufgelöst. Man bedient sich desshalb der Schwefelmetalle, besonders des Schwefeleisens (Pyrit), um durch Zusammenschmelzen derselben mit schwefelarmen, silberhaltigen Erzen das Silber aus denselben auszuziehen und in einem sog. Rohstein anzusammeln.

Durch Totröstung von Verbindungen des Schwefelsilbers mit Schwefelkupfer und Schwefeleisen werden dieselben in ein Gemenge von Kupferoxyd, Eisenoxyd und metallischem Silber verwandelt.

Durch concentrirte Salpetersäure wird das Schwefelsilber leicht zersetzt, indem sich unter Ausscheidung von Schwefel Silbernitrat bildet. Concentrirte Schwefelsäure zersetzt es unter Bildung von Silbersulfat und Ausscheidung von Schwefel. Durch verdünnte Schwefelsäure dagegen wird es nicht zersetzt.

Verdünnte Chlorwasserstoffsäure ist ohne Einwirkung auf Schwefelsilber, wohl aber wird es durch concentrirte Chlorwasserstoffsäure, besonders beim Erwärmen, angegriffen. Es entsteht hierbei Chlorsilber, welches zum Theil in Lösung geht, zum Theil das Schwefelsilber mit einer die weitere Einwirkung der Säure hindernden Hülle umgiebt.

Chlorsilber

bildet sich auf trockenem und auf nassem Wege. Auf trockenem Wege entsteht es durch Einwirkung von Chlor auf Silber und auf Schwefelsilber,

urch Einwirkung von Chlorwasserstoff und von gewissen Chlormetallen
f Silber und Schwefelsilber in der Glühhitze. Auf nassem Wege ent-
eht es durch Behandeln von Silberlösungen mit Chlor oder Chlorver-
ndungen, durch Einwirkung verschiedener Chlormetalle auf Silber,
hwefelsilber, Arsen- und Antimonverbindungen des Silbers.

In der Natur findet es sich als Silberhornerz in Krystallen des regu-
n Systems. Es schmilzt bei 260° zu einer rothgelben Flüssigkeit und
in starker Hitze in geringem Maasse flüchtig. Es löst sich in einem
issen Maasse in Chlorwasserstoffsäure, in Chloriden, leichter in wäss-
m Ammoniak und sehr leicht in Thiosulfaten des Natriums und
iums und in Cyankalium.

Im geschmolzenen Zustande ist es weit schwieriger löslich, als wenn
urch Ausfällen aus Lösungen erhalten wird.

In diesem letzteren Zustande ist es in käsiger Form wieder löslicher
n gallertartiger, pulveriger und körnig-krystallinischer Form.

Nach Versuchen von A. Vogel, ausgeführt durch Bernhart, löst
Liter der nachfolgenden Chlorverbindungen bei gewöhnlicher
peratur:

Chlorkalium	0,472 g	Chlorsilber
Chlornatrium	0,950 -	-
Chlorammonium	1,575 -	-
Chlorcalcium	0,930 -	-
Chlorbaryum	0,143 -	-
Chlorstrontium	0,884 -	-
Chlormagnesium	1,710 -	-

Ganz unlöslich zeigte sich das Chlorsilber in Zinn-, Quecksilber-,
er-, Zink- und Cadmiumchlorid, Chlornickel und Chlorkobalt.

Durch Versuche von H. C. Hahn und W. M. Curtis wurde die
chkeit des Chlorsilbers in einem Liter verschiedener Chlorverbindungen
estellt wie folgt.

Salzlösung	Salzgehalt in Procenten	Temperatur Celsius	Chlorsilber g	Silber g
Chlorkalium	24,95	19,6	0,914	0,688
Chlornatrium	25,96	19,6	1,270	0,956
Chlorammonium	28,45	30	3,673	2,764
Chlorcalcium	41,26	30	8,350	6,283
Chlorbaryum	27,32	30	0,741	0,558
Chlormagnesium	36,35	30	7,095	5,339
Eisenchlorür	30,70	20	2,395	1,802
Eisenchlorid	37,48	21,4	0,085	0,064
Manganchlorür	43,85	30	2,958	2,226
Zinkchlorid	53,34	30	0,215	0,162
Kupferchlorür	44,48	30	0,833	0,627
Bleichlorid	0,99	30	0	0

Wenn auch die Ergebnisse dieser Versuchsreihe nicht mit denen d Vogel'schen Versuchsreihe übereinstimmen — in beiden Fällen sind die Ve suche mit **amorphem Chlorsilber** ausgeführt worden —, so ist derselbe doch zu entnehmen, dass die Lösungsfähigkeit des Chlornatriums für Chlor silber durch die des Chlorammoniums, des Eisenchlorürs und des Mangan chlorürs, bei Weitem aber durch die des Chlorcalciums und Chlormagnesium übertroffen wird.

Nach Versuchen von A. Vogel, ausgeführt durch Bernhart, löste 1 l **Salzsäure** von 1,165 sp. Gew. bei gewöhnlicher Temperatur 2,980 g Chlorsilber, mit dem gleichen Volumen Wasser verdünnt: 0,560 g, mit dem fünffachen Volumen Wasser verdünnt: 0,035 g, mit dem gleichen Volumen Wasser verdünnt in der Kochhitze 5,600 g Chlorsilber.

Ueber die Löslichkeit des Chlorsilbers in **Natriumthiosulfatlaugen** hat Russel Versuche gemacht. Nach demselben löst sich das Chlorsilber in concentrirten Lösungen von Natriumthiosulfat $[(Na_2S_2O_3) + 5\,aq.]$ in höherem Maasse als in verdünnten Lösungen. Dagegen hat die Tempe ratur keinen Einfluss auf die Lösungsfähigkeit des Salzes. Auf 1 Theil festes $Na_2S_2O_3 + 5\,aq.$ werden 0,485 Theile Chlorsilber bzw. 0,365 Theile Silber gelöst.

Die Löslichkeit des Chlorsilbers in Natriumthiosulfatlauge wird durch Bleisulfat, Natriumsulfat und ganz besonders durch kaustische Alkalien und alkalische Erden beeinträchtigt.

Durch Wasserstoff, durch Metalle sowie durch ätzende Alkalien und Alkalicarbonate wird das Chlorsilber reducirt.

Der Wasserstoff reducirt das Chlorsilber erst bei längerem Erhitzen desselben im Wasserstoffstrom.

Metalle reduciren es sowohl auf trockenem wie auf nassem Wege. Nach Karsten ist die Reihenfolge, in welcher die Metalle das Chlorsilber reduciren, bei dem am stärksten reducirenden Metalle angefangen, die nachstehende: Zink, Eisen, Arsen, Blei, Kupfer, Antimon, Quecksilber Zinn, Wismuth. Quecksilber scheidet aus dem Chlorsilber das Silbe unter Bildung von Quecksilberchlorür aus.

Am schnellsten erfolgt die Reduction des Chlorsilbers in Gegenwa von etwas Chlorwasserstoffsäure.

Aehnlich wie das Chlorsilber verhalten sich auch **Jodsilber** un **Bromsilber**.

Die Arsen- und Antimon-, sowie die Arsen-Antimon-Schwefe Verbindungen des Silbers

werden durch chlorirendes Rösten (d. i. durch Rösten mit Chlornatriu in Chlorsilber übergeführt. Auch wird das Silber dieser Verbindung durch Behandeln der letzteren mit Kupferchlorid- oder Kupferchlorü lösung theilweise in Chlorsilber übergeführt.

Durch Zusammenschmelzen mit Blei und Bleioxyd wird das Silber den gedachten Verbindungen ausgeschieden und im Blei angesammelt.

Von den Sauerstoffsalzen des Silbers sind das schwefelsaure, erschwefligsaure, arsensaure und antimonsaure Silber von besonderer chtigkeit für den Metalllurgen.

Das schwefelsaure Silber (Ag_2SO_4) entsteht beim Auflösen des bers in concentrirter kochender Schwefelsäure, sowie bei der Röstung cher silberhaltiger Schwefelmetalle, welche in der Rösthitze dampfförmige hwefelsäure entwickeln (silberhaltige Kupfersteine). Bei einer Tempetur, welche höher ist als die Zersetzungstemperatur der Sulfate des upfers, Eisens und Zinks, zersetzt sich das Silbersulfat in Silber, Saueroff und Schweflige Säure.

Durch Zink, Eisen und Kupfer wird aus Silbersulfatlösungen Silber sgefällt. Auch Eisensulfat fällt Silber aus den Lösungen des Silberlfats aus. Das Silbersulfat ist schwer löslich in kaltem Wasser, leichter slich in heissem Wasser und sehr leicht löslich in Schwefelsäure. Da rdünnte Schwefelsäure das Silber nicht angreift, so lässt es sich aus Geengen von Kupferoxyd und Silber durch Behandeln derselben mit verdünnter hwefelsäure ausscheiden, wobei das Kupfer als Kupfersulfat in Lösung geht.

Das salpetersaure Silber wird erhalten durch Auflösen von Silber Salpetersäure. In höherer Temperatur zersetzt sich das Salz unter Ausheidung von Silber.

Das unterschwefligsaure Silber ($Ag_2S_2O_3$) zersetzt sich ziemlich hnell an der Luft in Schwefelsilber und Silbersulfat. Dagegen bildet es ltbare Doppelsalze mit den Thiosulfaten der Alkalien und alkalischen rden. Natriumthiosulfat und Calciumthiosulfat lösen Chlorsilber unter ildung eines Doppelsalzes zu einer süsslich schmeckenden Flüssigkeit auf.

Durch Schwefelwasserstoff, sowie durch Schwefelmetalle der Alkalien nd alkalischen Erden wird das Silber aus Thiosulfatlösungen als Schwefellber niedergeschlagen.

Arsensaures Silber und antimonsaures Silber sind schwer rsetzbare Verbindungen, welche sich beim Rösten arsen- bzw. antimonltiger Silbererze bilden. Aus diesen Körpern wird durch Schmelzen derelben mit Blei der grösste Theil des Silbergehaltes ausgeschieden und im Blei angesammelt. Durch Rösten mit Kochsalz wird der grössere Theil es Silbergehaltes in Chlorsilber übergeführt.

Durch Natriumthiosulfat sowohl wie durch Natriumkupferthiosulfat ird das Silber beider Salze in Lösung gebracht. Von arsensaurem Silber, elches sich in mässig warmen Laugen besser löst als in kalten, wurden ach Versuchen von Russel auf 1 Theil festes Natriumthiosulfat ($Na_2S_2O_3$ + 5 aq.) 0,2 Theile Silber gelöst.

Von antimonsaurem Silber, welches sich gleichfalls in mässig warmen augen besser löst als in kalten, wurden auf 1 Theil festes $Na_2S_2O_3 + 5$ aq 05 Theile Silber gelöst.

Die Löslichkeit von arsensaurem und antimonsaurem Silber in den gedachten Laugen wird durch die Anwesenheit von kaustischem Natron erheblich vermehrt.

Durch Quecksilber werden arsensaures und antimonsaures Silber nicht zersetzt.

Legirungen des Silbers.

Besonders wichtig für den Metallurgen sind die Legirungen des Silbers mit Quecksilber, Blei, Kupfer, Zink und Gold.

Mit dem Quecksilber legirt sich das Silber leicht, besonders in der Wärme. Man nennt die Legirung Silberamalgam. Auch ist das Quecksilber im Stande, das Silber aus Verbindungen desselben mit Chlor, Jod, Brom, Schwefel und Kupfer abzuscheiden und in sich aufzunehmen. Das Quecksilber wird desshalb häufig bei der Silbergewinnung, besonders aus reicheren Erzen, angewendet.

In der Natur findet sich das Silberamalgam in Krystallen des regulären Systems.

Das flüssige Silberamalgam lässt sich beim Pressen durch Zwillich in einen durchfliessenden flüssigen Theil, welcher grösstentheils Quecksilber ist, und in zurückbleibendes plastisches Amalgam trennen.

Im silberhaltigen Quecksilber ist der obere Theil silberreicher, während beim goldhaltigen Quecksilber der untere Theil desselben reicher an Gold ist. Dies beruht darauf, dass das specifische Gewicht des Quecksilbers grösser als das des Silberamalgams, dagegen kleiner als das des Goldamalgams ist.

Durch Glühen bis über den Siedepunkt des Quecksilbers wird das Amalgam in Silber und in sich verflüchtigendes Quecksilber zerlegt.

Mit dem Blei legirt sich das Silber sehr leicht in der Schmelzhitze. Das Blei ist im Stande, das Silber aus seinen Verbindungen mit Kupfer, Schwefel, Antimon, Arsen und mit Säuren mehr oder weniger vollständig abzuscheiden und sich mit demselben zu legiren.

Man wendet dasselbe daher in sehr vielen Fällen als Ansammlungsmittel für das Silber an. Die Abscheidung des Silbers aus den Legirungen desselben mit Kupfer geschieht durch das metallische Blei, aus Schwefel-, Arsen- und Antimon-Verbindungen durch Bleioxyd (unter Umständen auch durch Bleisulfat), da das metallische Blei diese Verbindungen nicht vollständig zersetzt. Das Bleioxyd giebt seinen Sauerstoff an Schwefel, Arsen und Antimon ab, während das so entstandene Blei das ausgeschiedene Silber aufnimmt.

Aus der Blei-Silber-Legirung lässt sich das Blei durch Oxydation zu Bleiglätte, sowie durch den elektrischen Strom abscheiden. Das Silber lässt sich aus der geschmolzenen Legirung mit Hülfe von Zink entfernen, welches Metall eine grössere Verwandtschaft zum Silber besitzt als das Blei.

Das Kupfer legirt sich leicht mit dem Silber. Man erhält silberhaltiges Kupfer beim Verschmelzen silberhaltiger Kupfererze und beim Verschmelzen von Kupfererzen mit Silbererzen.

Die Kupfer-Silberlegirung lässt sich durch den elektrischen Strom in Kupfer und Silber zerlegen. (Siehe Kupfer S. 263.)

Behandelt man die Legirung mit Quecksilber, so wird das Silber vom Quecksilber aufgenommen. Schmilzt man die Legirung mit Blei zusammen, so erhält man eine Kupfer-Silber-Blei-Legirung. Erhitzt man diese letztere Legirung bis über den Schmelzpunkt des Bleis, so schmilzt eine Blei-Silber-Legirung aus, während das Kupfer mit einem geringen Theile Silber in fester Form zurückbleibt. (Saigerprozess.)

Röstet man die zerkleinerte Kupfer-Silber-Legirung mit Kochsalz, so wird das Silber in Chlorsilber verwandelt, während das Kupfer grösstentheils in Kupferoxyd übergeführt wird. Schmilzt man Kupfer-Silber-Legirungen mit Schwefel, so verbindet er sich mit beiden Metallen zu einem Stein. Setzt man aber nur soviel Schwefel zu, dass er zur Bindung des Silbers nicht ausreicht, so verbindet er sich nur mit dem Kupfer, während sich der grössere Theil des Silbers ausscheidet.

Behandelt man die Kupfer-Silber-Legirung mit verdünnter Schwefelsäure bei Luftzutritt, so geht das Kupfer als Sulfat in Lösung, während das Silber zurückbleibt.

Behandelt man die Legirung mit concentrirter kochender Schwefelsäure oder mit Salpetersäure, so gehen sowohl Kupfer als auch Silber in Lösung.

Das Zink legirt sich sehr leicht mit dem Silber. Dieses Metall hat eine grössere Verwandtschaft zum Silber als das Blei. Aus geschmolzenem, silberhaltigem Blei lässt sich daher das Silber mit Hülfe von Zink ausziehen. Man erhält in diesem Falle ein Gemisch verschiedener Legirungen von Zink, Blei und Silber, aus welchem sich der grösste Theil des Bleis aussaigern lässt. Bei Abwesenheit von Kupfer in dem silberhaltigen Blei und in dem Zink, sowie bei Zusatz einer geringen Menge von Aluminium zu dem zu entsilbernden Blei kann man sogar eine ziemlich reine Zink-Silber-Legirung erhalten.

Aus der Zink-Blei-Silber-Legirung lässt sich das Zink durch Abdestilliren, durch Oxydation, durch Verschlackung, durch Behandlung derselben mit Schwefelsäure entfernen.

Aus der Zink-Silber-Legirung lässt sich das Zink durch Elektrolyse, durch Abdestilliren, sowie durch Auflösen in verdünnter Schwefelsäure entfernen.

Man bedient sich daher des Zinks, um silberarmes Blei in silberreiches Blei zu verwandeln und das Silber in einer Legirung bzw. einem Legirungsgemisch von Blei, Zink und Silber oder aber in einer Zink-Silber-Legirung anzusammeln.

Mit Gold legirt sich das Silber sehr leicht.

[illegible]

[illegible] ...ungen [illegible] Lösung, während [illegible]

[illegible] ...ungen. [illegible]

[illegible] Ammoniak [illegible]

[illegible] Silber-[illegible]

[illegible]

Die Silber-Erze.

[illegible] gediegen [illegible] Verbindungen [illegible] geringer Menge [illegible] Erze, welche das Silber [illegible] ... und die nachstehenden [illegible]

[illegible]

[illegible] mit anderen Metallen (Gold, Quecksilber [illegible] Norwegen, im Erzgebirge in Sachsen [illegible] am Lake superior im Staat Michigan [illegible] Nevada, Vereinigte Staaten, in Mexico [illegible] Chile, Bolivia, Australien (Broken Hill in [illegible] Wales),

Amalgam ($Ag^m Hg^n$)

enthält wechselnde Mengen von Silber und Quecksilber. Der Silbergehalt schwankt zwischen 26 und 86 %. Es findet sich bzw. wurde gefunden zu Moschellandsberg in der Rheinpfalz, zu Rosenau in Ungarn, Allemant in Frankreich, in Chile und [illegible]den.

Antimonsilber oder Discrasit (Ag_2Sb bis $Ag_{13}Sb$)

stellt isomorphe Mischungen von Silber und Antimon mit 64 bis 94 % Silbergehalt dar. Die Hauptfundorte sind bzw. waren: St. Andreasberg im Oberharz, Wolfach in Baden, Charnarcillo in Chile und Bolivia.

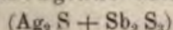
Silberglanz oder Argentit (Ag_2S)

ist eins der wichtigsten Silbererze. Er enthält 87,10 % Silber und gewöhnlich geringe Mengen von Blei, Kupfer oder Eisen. Er findet sich, gewöhnlich mit anderen geschwefelten Erzen gemengt, im sächsischen Erzgebirge (Freiberg), in Böhmen, Ungarn, Frankreich (Huelgoat und Chiromagny), Mexico (in besonders grossen Mengen in den Gruben bei Guanaxuato und Zacatecas), Nevada (in besonders grosser Menge früher auf dem Comstock lode, bei Virginia City), Peru, Chile, Bolivia (Huanchacas).

Silberkupferglanz oder Stromeyerit ($Cu_2S + Ag_2S$)

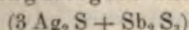
mit 53,1 % Silber findet sich in Chile und im Altai (Sibirien).

Silberantimonglanz oder Miargyrit


($Ag_2S + Sb_2S_3$)

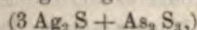
mit 32,8 bis 36,4 % Silber findet sich in Sachsen (Freiberg), im Harz (St. Andreasberg), in Böhmen (Przibram), in Mexico (Potosi, Parenos).

Dunkles Rothgültigerz oder Pyrargyrit


($3Ag_2S + Sb_2S_3$)

mit 59,8 % Silber, findet sich bei St. Andreasberg im Harz, im Erzgebirge, in Norwegen, Ungarn und Spanien, in Nevada und Idaho in Nordamerika, in Mexico und Chile.

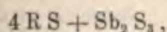
Lichtes Rothgültigerz oder Proustit


($3Ag_2S + As_2S_3$,)

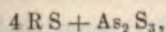
mit 65,4 % Silber findet sich in St. Andreasberg im Harz, in Sachsen (Freiberg), Spanien (Guadalcanal) und Nevada.

Fahlerz oder Tetraëdrit.

Dieses Erz, welches das am häufigsten vorkommende Silbererz ist, begreift eine Reihe von Verbindungen des Schwefelantimons oder Schwefelarsens oder von beiden mit Schwefelkupfer, Schwefelsilber, Schwefelzink, Schwefeleisen, Schwefelquecksilber. Je nachdem Schwefelantimon oder Schwefelarsen in den Fahlerzen vorherrschend sind, unterscheidet man Antimon- und Arsenfahlerze. Die Antimonfahlerze haben die Formel


$$4RS + Sb_2S_3,$$

die Arsenfahlerze:


$$4RS + As_2S_3,$$

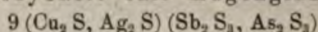
wenn $R = Cu_2$, Ag_2, Zn, Fe, Hg ist. Der Silbergehalt schwankt von Bruchtheilen eines Procentes bis 31 %. Derselbe ist am höchsten in den

Antimonfahlerzen, dagegen sehr gering bis gänzlich fehlend in den Arsenfahlerzen. In den Antimon-Arsenfahlerzen geht er selten über 1 % hinaus. Silber und Kupfer vertreten sich in der Regel gegenseitig, so dass mit zunehmendem Silbergehalte der Kupfergehalt abnimmt und umgekehrt. Das Fahlerz findet sich auf Kupfer- und Silbererzlagerstätten in Deutschland, Tyrol, Ungarn, Colorado (Vereinigte Staaten von Nord-Amerika).

Sprödglaserz oder Stephanit,

auch Melanglanz oder Schwarzgültigerz genannt, $5\,Ag_2S + Sb_2S_3$, mit 68,4 % Silber, findet sich in Sachsen, Ungarn, Mexico.

Polybasit oder Eugenglanz



$9\,(Cu_2S, Ag_2S)\,(Sb_2S_3, As_2S_3)$

mit 64 bis 72,4 % Silber. Das Silber in diesem Erze wird zum Theil durch Kupfer, Eisen und Zink, das Antimon theilweise oder ganz durch Arsen ersetzt.

Es findet sich bei Freiberg in Sachsen, bei St. Andreasberg im Harz, Schemnitz in Ungarn und in Mexico.

Vereinzelt vorkommende Silbererze sind das Schilfglaserz oder der Freieslebenit [$5\,(Pb\,Ag_2)\,S + 2\,Sb_2S_3$] mit 22,5 % Silber, der Sternbergit ($Ag\,Fe_2S_3$) mit 33 % Silber und das Tellursilber oder der Hessit (Ag_2Te) mit 61 % Silber.

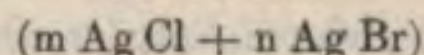
Silberhornerz, Hornsilber oder Kerargyrit ($Ag\,Cl$)

mit 75,2 % Silber findet sich öfters in solchen Mengen, dass es den Gegenstand eines selbstständigen Hüttenbetriebes ausmacht. Dasselbe ist ein Zersetzungserzeugniss geschwefelter Silbererze und findet sich desshalb vorzugsweise in den oberen Teufen der Silbererzlagerstätten. Fundstätten sind Mexico, Chile, Peru, Bolivia, der Altai, der Staat Colorado (Leadville) in den Vereinigten Staaten von Nord-Amerika, Broken-Hill in Neu-Süd-Wales (Australien).

Bromsilber oder Bromit ($Ag\,Br$)

mit 57,45 % Silber findet sich unter ähnlichen Verhältnissen wie das Chlorsilber in Mexico, Chile und Australien (Broken-Hill).

Embolit



$(m\,Ag\,Cl + n\,Ag\,Br)$

mit 60 bis 70 % Silber, begreift Mischungen von Chlorsilber und Bromsilber und findet sich vereinzelt unter ähnlichen Verhältnissen wie das Chlorsilber, z. B. zu Broken-Hill in Neu-Süd-Wales (Australien).

Jodsilber oder Jodit ($Ag\,J$)

mit 45,96 % Silber findet sich unter ähnlichen Verhältnissen wie das Chlorsilber in Mexico, Chile und in der neuesten Zeit zu Broken-Hill in Neu-Süd-Wales (Australien).

Die meisten der angeführten Silbererze finden sich zusammen auf den nämlichen Lagerstätten, so dass nicht ein einziges Silbererz, sondern mehrere derselben den Gegenstand des Hüttenbetriebes ausmachen.

In den oberen Teufen der Lagerstätten finden sich Chlorsilber, Jodsilber, Bromsilber, Embolit und gediegen Silber, während in den tieferen Theilen derselben die Schwefel-, Arsen- und Antimonverbindungen derselben vorkommen.

Silbererze, welche häufig ohne Begleitung anderer Silbererze vorkommen, sind die Fahlerze.

Erze, welche das Silber als Nebenbestandtheil enthalten, sind Bleiglanz, Zinkblende, Kupferkies, Magnetkies, Schwefelkies, Bournonit, Kupferglanz, Buntkupfererz, gediegen Arsen, Arsenkies und gewisse Nickel-, Kobalt- und Wismutherze.

Der Bleiglanz enthält Silber oft in so erheblicher Menge (bis 1 % Silber), dass der Werth des Silbers grösser ist als der Werth des Bleis. Aus dem Bleiglanz wird in Europa der grösste Theil des Silbers gewonnen. Auch in Kupfererzen ist Silber oft in erheblicher Menge vorhanden, z. B. in den Mansfelder Kupferschiefern.

Silberhaltige Hüttenerzeugnisse.

Ausser den Erzen liefern auch silberhaltige Hüttenerzeugnisse der verschiedensten Art, wie sie bei der Gewinnung verschiedener Metalle fallen, das Material für die Silbergewinnung. Es sind dies besonders Kupfer- und Bleisteine, Schwarzkupfer, silberhaltige Kiesabbrände, Abzüge, Schlacken und Krätzen.

Die Gewinnung des Silbers.

Wie sich aus der Zusammensetzung der Silbererze und silberhaltigen Hüttenerzeugnisse, sowie aus den oben dargelegten chemischen Reactionen der Verbindungen des Silbers ergiebt, kann die Gewinnung des Silbers mit Hülfe der verschiedensten Reactionen erfolgen. So verschieden dieselben auch sein mögen, so wird doch schliesslich das Silber an Blei, Zink, Kupfer oder Quecksilber gebunden oder es wird in Auflösungen gebracht, aus welchen es im metallischen Zustande oder als Schwefel- oder Chlorverbindung ausgefällt wird, oder es wird mit Hülfe der Elektrolyse aus geeigneten Verbindungen metallisch ausgeschieden.

Man kann es daher sowohl

1. auf trockenem Wege, als auch
2. mit Hülfe des nassen Weges, als auch
3. mit Hülfe des elektrometallurgischen Weges gewinnen.

Der nasse Weg ist stets mit dem trockenen Wege in einem gewissen Maasse vereinigt, indem demselben bald Röst- und Schmelzprozesse vor-

ausgehen, bald das auf nassem Wege erhaltene silberhaltige Erzeugniss auf trockenem Wege weiter verarbeitet wird, bald Beides geschieht. Auch die Vorbereitungen für die Gewinnung des Silbersauf elektrometallurgischem Wege erfolgen in der Regel auf trockenem Wege.

Die Gewinnung des Silbers aus Erzen und Hüttenerzeugnissen auf trockenem Wege geschieht durch Ueberführung des Silbers in eine Blei-Silberlegirung.

Die Gewinnung des Silbers aus den gedachten Körpern auf dem vereinigten trockenen und nassen Wege geschieht

1. durch Ueberführung des Silbers in eine Blei-Silberlegirung,
2. durch Ueberführung des Silbers in eine Quecksilber-Silberlegirung,
3. durch Ueberführung des Silbers in die Form wässriger Lösungen.

Die Gewinnung des Silbers aus den gedachten Körpern mit Hülfe des elektrometallurgischen Weges geschieht durch Ueberführung des Silbers in die Form von Legirungen (Kupfer-Silber-, Blei-Silber-, Zink-Silber-, Gold-Silber-Legirungen), welche lösliche Anoden des Stromkreises bilden.

Die Auswahl der angeführten Methoden der Silbergewinnung hängt von der Beschaffenheit der verschiedenen Erze und Hüttenerzeugnisse, den Gemengtheilen derselben und von localen Verhältnissen ab.

Die Erze, welche sehr reich an Silber sind, wird man grundsätzlich auf trockenem Wege verarbeiten. Für Erze von mittlerem und geringem Silbergehalte wird man je nach den Gemengtheilen derselben, den Preisen der Brennstoffe und localen Verhältnissen bald den trockenen, bald den nassen Weg anwenden. Erze, welche grössere Mengen von Blei enthalten, wird man grundsätzlich auf trockenem Wege verarbeiten. Erze, welche grössere Mengen von Kupfer enthalten, wird man vortheilhafter unter Zuhülfenahme des nassen Weges oder der Elektrolyse auf Silber verarbeiten.

Bei den Erzen, welche frei von Blei und Kupfer sind oder nur sehr geringe Mengen dieser Metalle enthalten, hängt die Art der Verarbeitung derselben von dem Preise der Brennstoffe und der motorischen Kraft, von dem Vorhandensein billiger Bleierze oder bleihaltiger Vorschläge, von der Möglichkeit, die ungerösteten Erze direct mit Quecksilber behandeln zu können, von der Möglichkeit, den grössten Theil des Silbergehaltes der Erze durch eine chlorirende Röstung derselben in Chlorsilber überführen zu können, von dem Verhalten der chlorirend gerösteten Erze zu Quecksilber, zu Thiosulfatlaugen und zu Chlornatriumlauge, von dem Verhalten der ungerösteten Erze zu Kupferchlorid- und Kupferchlorürlösungen, von den Preisen der verschiedenen Reagentien (Kochsalz, Kupfervitriol, Thiosulfate, Quecksilber, Schwefelnatrium, Eisen, Kupfer, Zink) sowie von den Transporteinrichtungen und von der Lage der Hüttenwerke

zu den Absatzplätzen und den Bezugsplätzen der Brennstoffe und Zuschläge ab.

Die näheren Gesichtspunkte hierfür sind bei der Darlegung der einzelnen Verfahren angegeben.

Silberhaltige Blei- und Kupfererze werden nach den für die Gewinnung des Bleis bzw. Kupfers bestehenden Verfahren verarbeitet. Das Silber erhält man bei der Verarbeitung von Bleierzen im Werkblei, bei der Verarbeitung von Kupfererzen in den verschiedenen Zwischenerzeugnissen der Kupfergewinnung.

Für die Verarbeitung der Hüttenerzeugnisse nach den gedachten Verfahren lassen sich allgemeine Gesichtspunkte nicht angeben. Die näheren Gesichtspunkte sind bei der Darlegung der einzelnen Verarbeitungsmethoden angegeben.

Das nach den gedachten Methoden gewonnene Silber ist in vielen Fällen noch nicht rein. Es enthält Elemente, welche die guten Eigenschaften desselben beeinträchtigen (Cu, Pb, As, Sb, Bi, Se) und muss daher durch Schmelzverfahren von denselben gereinigt werden. Man nennt diese Reinigung des Silbers das Raffiniren oder „Feinbrennen" desselben.

Die Gewinnung des Silbers auf trockenem Wege.

Die Gewinnung des Silbers auf trockenem Wege geschieht durch Ueberführung des Silbers in eine Blei-Silberlegirung und durch Abscheidung des Silbers aus der letzteren durch ein oxydirendes Schmelzen. Die Ueberführung des Silbers in eine Blei-Silberlegirung beruht auf der Eigenschaft des Bleis, das Silber aus Erzen und Hüttenerzeugnissen auszuscheiden und in sich aufnehmen zu können. Diese Ueberführung geschieht je nach der Beschaffenheit des silberhaltigen Materials durch Schmelzprozesse allein oder durch eine Verbindung von Röst- und Schmelzprozessen. Man nennt die Ueberführung des Silbers in eine Blei-Silberlegirung „das Verbleien" des Silbers und die erhaltene Legirung „Werkblei". Das oxydirende Schmelzen des Werkbleis nennt man „Treiben" oder „Abtreiben" und den betreffenden Prozess „Treibprozess" oder „Abtreibeprozess".

Wenn der Silbergehalt des Werkbleis nicht so gross ist, dass sich der Treibprozess lohnt, so geht dem Abtreiben eine Anreicherung des Silbers in einem kleinen Theil Werkblei voraus. Dieses Hineindrängen des Silbers in einen verhältnissmässig kleinen Theil Blei erreicht man mit Hülfe besonderer, später zu besprechender Prozesse, nämlich des sog. Pattinson-Prozesses oder des Anreicherungsprozesses mit Hülfe von Zink.

Wir haben daher bei der Silbergewinnung auf trockenem Wege zu unterscheiden:

1. die Herstellung des Werkbleis,
2. die Anreicherung des Silbers im Werkblei,
3. die Verarbeitung des Werkbleis auf Silber oder den Treibprozess.

Die Verbleiung ist bei allen Arten von Erzen und Hüttenerzeugnissen anwendbar. Sie ist aber, besonders bei kupferhaltigen Erzen und bei bleifreien silberarmen Erzen und Hüttenerzeugnissen, mit einem erheblichen Brennstoffaufwande und mit Silber- und Bleiverlusten verbunden.

In derartigen Fällen wird sie daher oft durch die Silbergewinnung mit Hülfe des nassen Weges oder mit Hülfe der Elektrolyse übertroffen.

Die Verbleiung findet Anwendung, wenn die Silbererze bleihaltig sind, wenn bei billigen Brennstoffen für bleifreie Erze hinreichende Mengen von Bleierzen oder bleiischen Vorschlägen (Glätte, Heerd) zu billigen Preisen zur Verfügung stehen, wenn die Erze sehr reich an Silber sind, so dass sie direct in ein Bleibad eingetränkt werden können. Auf Hüttenproducte findet sie Anwendung, wenn dieselben bleihaltig oder reich an Silber sind, oder sich zur Verarbeitung auf nassem Wege nicht eignen. Bleifreie kupferhaltige Hüttenerzeugnisse werden in den meisten Fällen vortheilhafter unter Zuhülfenahme des nassen Weges oder der Elektrolyse auf Silber verarbeitet.

In allen Fällen setzt die Anwendung des trockenen Weges nicht zu theure Brennstoffe voraus.

Die Herstellung des Werkbleis.

Wir haben zu unterscheiden:

1. die Herstellung des Werkbleis aus Erzen,
2. die Herstellung des Werkbleis aus Hüttenerzeugnissen, und zwar
   a) aus Steinen,
   b) aus Speisen,
   c) aus Legirungen,
   d) aus sonstigen Hüttenerzeugnissen.

Die Herstellung des Werkbleis aus Erzen.

Die Verbleiung der Erze wird je nach dem Silbergehalte und den Beimengungen derselben verschieden ausgeführt.

Die eigentlichen Silbererze unterscheidet man in solche mit hohem Silbergehalte, in solche mit mittlerem Silbergehalte und in solche mit geringem Silbergehalte.

Die Erze mit hohem Silbergehalte werden in geschmolzenes Blei, am besten in das Bleibad eines Treibofens eingetränkt. Umständlicher und theurer ist das Zusammenschmelzen derselben mit Blei in Tiegeln.

Die Erze von mittlerem Silbergehalt werden mit bleihaltigen Vorschlägen oder Bleierzen in Schachtöfen auf Werkblei verschmolzen. Enthalten die Erze Schwefel, so werden die ärmeren derselben ebenso wie

schwefelhaltigen Bleierze vor dem Verschmelzen geröstet. Die reicheren [e]e setzt man ungeröstet der Beschickung zu. Bei schwefelhaltigen Erzen [bi]let sich immer Stein, welcher einen Theil Silber zurückhält und daher [eb]enfalls auf Silber verarbeitet werden muss. Da die Verarbeitung des [Ste]ins auf Silber eine Reihe kostspieliger Nacharbeiten erforderlich macht, ist die Steinbildung nach Möglichkeit einzuschränken. Die Steinbildung [ist] unvermeidlich bei kupferhaltigen Silbererzen (z. B. Fahlerzen). In [ma]nchen Fällen fällt bei der Verarbeitung dieser Erze auch noch Speise, [we]lche noch schwieriger als der Stein auf Silber zu verarbeiten ist.

Die Erze von geringem Silbergehalte werden, falls sie bleifrei [si]nd, nicht direct der Verbleiung unterworfen, sondern ihr Silbergehalt [wi]rd vor der Verbleiung in einem Steine, dem sog. „Rohstein", ange[re]ichert. Zu diesem Zwecke werden die Erze, falls sie keinen Schwefel [en]thalten, unter Zuschlag von Pyrit, falls sie aber Schwefelmetalle in ge[ei]gneter Menge enthalten, ungeröstet, falls sie grössere Mengen von Pyrit [en]thalten, nach vorgängiger Röstung in Schachtöfen auf einen Stein ver[sc]hmolzen. Der letztere wird verbleit. Sind die Erze mit geringem [Si]lbergehalte dagegen bleihaltig, so werden sie direct verbleit.

Silberhaltige Bleierze werden ohne Rücksicht auf ihren Silber[ge]halt nach den Methoden der Bleigewinnung auf Werkblei verschmolzen.

Silberhaltige Kupfererze werden nur dann verbleit, wenn sie [m]it Bleierzen innig verwachsen vorkommen, oder wenn sie gemeinschaft[li]ch mit kupferhaltigen Silbererzen (Fahlerzen) verarbeitet werden sollen. In [so]lchen Fällen verschmilzt man sie, erforderlichen Falles nach vorgängiger [R]östung, mit gerösteten Bleierzen oder bleihaltigen Vorschlägen (Glätte, [H]eerd), wenn vorhanden auch mit sonstigen Silbererzen in Schachtöfen [a]uf Werkblei und Stein. Der Stein, Kupferbleistein genannt, enthält eine [e]rhebliche Menge des Silbergehaltes der Erze und wird auf silberhaltigen [K]upferstein verarbeitet. Aus demselben wird das Silber entweder gleich[fa]lls durch Verbleiung oder unter Zuhülfenahme des nassen Weges ge[w]onnen.

Dieser Prozess wird wegen der unvollständigen Ueberführung des [Si]lbergehaltes der Kupfererze in das Werkblei, wegen der umständlichen [u]nd langwierigen Verarbeitung des bei demselben fallenden Kupferblei[st]eins, sowie wegen der grossen Metallverluste und Hüttenkosten nur noch [in] den oben gedachten Fällen angewendet. Es erscheint viel richtiger, [w]ie es auch gegenwärtig meistens geschieht, die silberhaltigen Kupfererze [fü]r sich zu verarbeiten und den Silbergehalt in Zwischen- oder Enderzeug[ni]ssen des Kupferhüttenprozesses anzusammeln, um aus den letzteren dann [da]s Silber unter Zuhülfenahme des nassen Weges oder der Elektrolyse zu [ge]winnen.

Silberhaltige Zinkerze werden entweder dann, wenn sie mit Blei[er]zen innig gemengt sind (Unterharz, Freiberg), oder nach vorgängiger [Ve]rarbeitung auf Zink (Retorten-Rückstände in Freiberg) der Verbleiung

unterworfen. Im ersteren Falle werden sie nach den Grundsätzen der Röst- und Reductionsarbeit der Bleigewinnung auf Werkblei verarbeitet, im zweiten Falle werden sie, nachdem sie geröstet und der Zinkdestillation unterworfen sind, beim Verschmelzen der Bleierze in Schachtöfen zugesetzt oder mit bleiischen Vorschlägen in Schachtöfen verschmolzen.

Aus silberhaltigen Kobalt- und Nickelerzen hat man früher zu Joachimsthal in Böhmen[1]) das Silber durch Verbleien ausgezogen. Dieser Weg musste jedoch wegen der grossen Silberverluste verlassen und durch Prozesse auf nassem Wege ersetzt werden.

Die Verbleiung der Erze mit hohem Silbergehalt.

Erze mit hohem Silbergehalt können entweder mit Blei in Tiegeln zusammengeschmolzen oder in ein rothglühendes Bleibad eingetränkt werden.

Das Verbleien in Tiegeln

wird gegenwärtig kaum noch ausgeführt, da es viel theurer ist als das Einrühren der Erze in ein Bleibad oder das sogen. „Eintränken". Als Tiegel verwendet man am besten Graphittiegel. Zur Verschlackung der Erden setzt man Bleiglätte und zur Zerlegung etwa vorhandenen Schwefelsilbers etwas Eisen zu. Als Flussmittel dienen Pottasche, Glas, Borax, Soda.

Die Verbleiung des Silbers wird auf diesem Wege ziemlich vollständig erreicht, wenn eine Steinbildung ausgeschlossen ist. Andernfalls hält der Stein stets Silber zurück. Bei Anwesenheit von Kupfer werden Kupfersteine gebildet, aus welchen das Silber nur durch eine Reihe kostspieliger Nacharbeiten gewonnen werden kann.

Das Verbleien im Tiegel fand früher zu Kongsberg in Norwegen mit Erzen, welche 90% Silber in gediegenem Zustande enthielten, statt. Die Erze wurden in Mengen von je 150 kg in Graphittiegeln mit Blei, 3% Eisenfeile und 1% Borax eingeschmolzen[2]). Die erhaltene Bleisilber-Legirung wurde direct feingebrannt.

Das Eintränken der Silbererze in ein Bleibad.

Als Bleibad dient in der Regel das im Treibofen eingeschmolzene, zum Abtreiben bestimmte Werkblei. Das Eintränken geschieht zu Anfang der Glättperiode, nachdem der Abstrich vom Bleibade entfernt und die erste Glätte gezogen worden ist.

Es wird alsdann das Gebläse abgestellt und das Erz wird in einer Portion von 30—50 kg auf das Metallbad geworfen, wobei die Temperatur durch scharfes Feuern gesteigert wird. Das auf dem Metallbade schwim-

[1]) Berg- u. Hüttenm. Ztg. 1864 S. 104. Oesterr. Zeitschr. 1857 S. 313.
[2]) Berg- u. Hüttenm. Ztg. 1855 S. 49, 99; 1858 S. 101; 1866 S. 172, 250. Preuss. Minist.-Zeitschr. Bd. 14 S. 96.

mende Erz wird, falls es Schwefel und Arsen enthält, theilweise abgeröstet; der Silbergehalt desselben wird durch das Blei und besonders durch das Bleioxyd ausgeschieden und von dem Bleibade aufgenommen. Die auf der Oberfläche des Metallbades zurückbleibenden Theile des Erzes werden durch das Bleioxyd verschlackt. Sobald die Schlacke hinreichend flüssig geworden ist, wird sie mit dem Streichholz abgezogen, und das Treiben nimmt seinen weiteren Verlauf bis zum Eintränken der nächsten Portion Erz.

Das Eintränken steht in Anwendung in Altenau und St. Andreasberg im Oberharz.

In Altenau werden Erze mit mehr als 2% Silber eingetränkt. Dieselben werden in der Glättperiode in Mengen von 30—40 kg vermittelst eines Löffels auf das Metallbad eines deutschen Treibofens, dessen Gewicht beim Einsetzen 11 t betrug, gebracht. Bei scharfem Feuern wird das Erz abgeröstet und dann verschlackt. Nach wiederholtem Umrühren wird das Gekrätz abgezogen. Der ganze Prozess dauert ½ Stunde bis ¾ Stunden. ½ bis 1 Stunde nach dem Abziehen des Gekrätzes wird eine neue Portion Erz eingetränkt.

Bei dem Vertreiben von 10 t Werkblei werden 0,5 t Erz eingetränkt.

In St. Andreasberg werden Erze mit 10% Silbergehalt und höher eingetränkt. Die Menge des auf einmal einzutränkenden Erzes beträgt 50 kg. Das Bleibad, in welches das Erz eingetränkt wird, enthält zu Anfang des Treibens 0,4% Silber. Das Einsetzen der Erze erfolgt in Zeiträumen von je 2 Stunden.

Die bei der Eintränkarbeit erhaltenen silberhaltigen Schlacken werden mit Silbererzen von mittlerem und geringem Silbergehalt in Schachtöfen verbleit.

In Poullaouen (Frankreich) soll man früher Erze mit Silberkeraten, Schwefelsilber und gediegen Silber mit im Ganzen 2% Silber in der Glättebildungsperiode in das Bleibad des Treibofens eingetränkt haben[1]).

Verbleien der Erze von mittlerem Silbergehalt.

Die Erze von mittlerem Silbergehalt und unter günstigen Umständen auch die Erze von geringem Silbergehalte werden zusammen mit rohen oder gerösteten Bleierzen oder mit bleiischen Hüttenerzeugnissen (gerösteter Bleistein, Glätte, Heerd) nach den verschiedenen Methoden der Bleigewinnung auf Werkblei verarbeitet. Enthalten die Erze Schwefel, Arsen oder Antimon, so werden sie bei nicht zu hohem Silbergehalte vor dem Verschmelzen geröstet. Grundsätzlich verschmilzt man die Erze in Schachtöfen. Flammöfen sind nur ausnahmsweise zur Anwendung gekommen. Bei schwefelhaltigen Erzen erhält man in den meisten Fällen,

[1]) Berg- u. Hüttenm. Ztg. 1859 S. 351.

[illegible] enthaltenden Erzen immer, ausser Werkblei einen [illegible] einen Theil des Silbergehaltes der Erze aufnimmt. [illegible] wird auf Werkblei und auf silberhaltigen Kupfer- [illegible] Rohkupfer verarbeitet.

[illegible] Werkbleis auf die gedachte Weise unterscheidet [illegible] der Apparate, noch der Methoden und ökonomischen [illegible] Herstellung des Bleis, wie dieselbe oben dargelegt [illegible] Bleierze silberhaltig sind, so erhält man bei der Zu- [illegible] Werkblei. In sehr vielen Fällen setzt man [illegible] Bleierzen noch mehr oder weniger grosse Mengen von [illegible] dass man ein silberreicheres Werkblei erhält. Es be- [illegible] ausführlichen Beschreibung der Verbleiungsprozesse [illegible] sondern es braucht nur auf die Bleigewinnungs- [illegible] zu werden. Die Beschickung beim Verbleien der [illegible] man so zusammen, dass das Werkblei nicht über 2 % [illegible] Andernfalls werden die Silberverluste durch Verschlackung [illegible]

[illegible] von Silbererzen steht beispielsweise in Anwendung: [illegible] welche Chlorsilber, Jodsilber und gediegen Silber enthalten, [illegible] Hill in Neu-Süd-Wales (Australien) und zu Port Pirie in Süd- [illegible] welche das Silber an Schwefel bzw. Arsen und An- [illegible] enthalten, zu Freiberg in Sachsen, St. Andreasberg im [illegible] und Kapnik in Ungarn, auf den Bleihüttenwerken in [illegible] Vereinigten Staaten von Nord-Amerika, zu El Paso in [illegible] Werken in Mexico, für kupferhaltige Erze zu [illegible] auf der Rothenbacher Hütte bei Müsen.

[illegible] der Erze zu Broken Hill ist bereits S. 419 be- [illegible] Silbererze sind Chlorsilber, Jodsilber, Brom- [illegible] gediegen Silber, welche sich in Kaolin, in kieseliger [illegible] Brauneisenstein eingeschlossen finden. Dieselben werden [illegible] Weissbleierz in amerikanischen Schachtöfen verschmolzen. [illegible] enthielt im Jahre 1891/92 (zur Zeit der Anwesenheit des [illegible] Broken Hill) 15 bis 18 % Blei und 32 bis 39 Unzen Silber [illegible] bestand aus:

[illegible] % Carbonaten,
[illegible] - kieseligen, kaolinhaltigen und eisenschüssigen Silbererzen,
[illegible] - silber- und bleihaltigen Eisenerzen.

[illegible] Erzgattirung wurden 32 % Kalkstein und 3,1 % Eisenstein [illegible] In einem Ofen wurden in 24 Stunden 50 t Erzgattirung bei [illegible] Koksverbrauch durchgesetzt. Das Werkblei enthält gegen 300 Unzen [illegible]

[illegible] Freiberg in Sachsen werden Silbererze mit Bleierzen nach den [illegible] der Röst- und Reductionsarbeit der Bleigewinnung ver- [illegible] Die nähere Beschreibung der Freiberger Hüttenprozesse ist [illegible]

S. 389 gegeben. Die Bleierze sind Bleiglanze und enthalten im Durchschnitt 40 % Blei und 0,15 % Silber. Der Silbergehalt der zu verbleienden Erze geht von 0,005 % bis zu mehreren Procenten.

Dieselben sind ausser eigentlichen Silbererzen (Dürrerzen) noch silberhaltige Kupfererze (mit 1 bis 10 % Kupfergehalt), silberhaltige Zinkblenden mit weniger als 25 % Zinkgehalt (die silberhaltigen Zinkblenden mit mehr als 25 % Zinkgehalt werden für sich geröstet und dann der Zinkdestillation unterworfen. Die bei der letzteren verbliebenen silberhaltigen Rückstände werden mit den gerösteten Bleierzen verschmolzen), silberhaltige Arsen- und Schwefelkiese. Ein Theil dieser Erze wird zur Gewinnung von Arsen und Arsenverbindungen sowie von Schwefelsäure zuerst Destillations- bzw. Röstprozessen, wie sie oben dargelegt sind, unterworfen. Die in dieser Weise behandelten sowie die rohen Erze (Dürrerze, Kupfererze) werden nun zusammen mit dem Bleiglanz sowie mit gewissen blei- und silberhaltigen Abfällen und Flugstaub unter 25 % Arsengehalt in Fortschaufelungsöfen geröstet. Die Zusammensetzung der zu röstenden Gattirung ist so, dass sie 20 bis 30 % Blei, 20 % Schwefel, 20 bis 25 % Kieselsäure und nicht über 10 % Zink enthält und dass der Silbergehalt 100 bis 150 g in 100 kg beträgt. Durch die Röstung, welche als Schlackenröstung geführt wird, bringt man den Schwefelgehalt auf 3 bis 5 % herunter. Der verbliebene Schwefel dient dazu, beim Verschmelzen das Kupfer in einen Stein überzuführen. In 24 Stunden werden 12 t Erz bei 25 % Steinkohlenverbrauch abgeröstet.

Die geröstete Erzgattirung wird mit der gleichen Menge Schlacken von der Erzarbeit beschickt und in Pilzöfen geschmolzen.

Man erhält hierbei Werkblei mit ½ bis 1 % Silber, Bleistein mit 15 bis 20 % Blei, 8 bis 14 % Kupfer und 0,14 bis 0,20 % Silber. Derselbe wird auf Werkblei und Kupferstein verschmolzen.

Auf der Hütte zu St. Andreasberg im Oberharz werden ausländische Silbererze mit 10 % Silber mit silberhaltigen Bleiglanzen, welche im Fortschaufelungsofen geröstet werden, mit Glätte und Heerd nach der vereinigten Röst- Reductions- und Niederschlagsarbeit zu Gute gemacht. Früher wurden die Erze unter 1 % Silber zusammen mit dem Bleiglanz geröstet, während die Erze mit mehr als 1 % Silbergehalt roh mit dem Röstgute verschmolzen wurden. Gegenwärtig röstet man auch reichere Silbererze bis 4 % Silbergehalt aufwärts. Das Verschmelzen geschieht in Raschetteöfen, wie sie bei der Bleigewinnung beschrieben sind, in älteren Oefen mit trapezförmigem Horizontalquerschnitt und in Rundöfen mit Rast. Man beschickt die Erzgattirung mit basischen Zuschlägen (geröstetem Stein, Steinschlacken, Kiesabbränden, basischen Eisenschlacken, Kalkstein), und Schlacken von der eigenen Arbeit.

Man setzt die Erzgattirung bzw. die Beschickung so zusammen, dass man ein Werkblei mit 2 % Silbergehalt erhält.

Ausserdem erhält man Stein mit 0,5 bis 0,8 % Silber, 10 bis 15 %

einen Stein mit 32 % Kupfer verarbeitet. Der letztere wird [illegible] arbeit übergehen und nach einmaligem Concentriren auf [illegible] Rohkupfer (0,2 % Silber) verarbeitet.

Die Erzschmelze wird unter Zusatz einer geeigneten Menge [illegible] Werkblei mit 0,4 bis 0,5 % Silber, Stein mit 0,03 % Silber, [illegible] bis 20 % Kupfer und eine eisenreiche Schlacke mit 0,2 % Blei [illegible] bis 0,002 % Silber verschmolzen. Das Werkblei dient zum [illegible] tränken der reichen Silbererze. Der Stein wird geröstet und [illegible] Schlackenarbeit zurückgegeben, bis er hinreichend arm an Blei [illegible] an Kupfer ist, um in die Kupferarbeit zu gehen.

In Schemnitz in Ungarn verarbeitet man güldische [illegible] mit Bleierzen.

Die Silbererze in Stückform enthalten das Silber hauptsäch[illegible] Silberglanz (Ag_2S). Sie enthalten 30 bis 87 % Kieselsäure, [illegible] Thonerde, bis 35 % Calciumcarbonat und 0,05 bis 2 % Mangan[illegible] Mangancarbonat. Der durchschnittliche Silbergehalt beträgt 150 [illegible] sches Silber in 100 kg (0,150 %). Der Goldgehalt schwankt in [illegible] schen Silbers zwischen 3 und 230 g.

Die Silbererze in Schlichform (Silberschliche) enthalten 6 g [illegible] Silber in 100 kg (0,06 bis 1 % Ag). Der Goldgehalt beträgt [illegible] 400 g im kg güldischen Silbers.

Die Bleierze, welche zur Verbleiung dienen, sind quarzige, [illegible] kies und Pyrit führende Bleiglanze. Der durchschnittliche Bleigehalt der[illegible] selben beträgt 45 %, der Kupfergehalt ⅓ bis 10 %. Je ärmer diese [illegible] Blei sind, um so grösser ist ihr Kupfergehalt.

Die Bleierzschliche enthalten 30 bis 80 g Silber in 100 kg [illegible] bis 0,08 %). In 100 kg güldischen Silbers enthalten dieselben [illegible]

In 24 Stunden werden 12 bis 13 t Röstbeschickung durchgesetzt bei einem Holzverbrauch von 10 cbm pro 10 t geröstete Erze. In der Schicht ist der Röstofen mit 4 Arbeitern belegt. Das Röstproduct ist ein dem Singulosilicate nahestehendes Eisenbleisilicat mit $2^1/_2$% Schwefelgehalt. Dasselbe enthält mindestens 10% Blei mit über 50 g güldischen Silbers im kg.

Die gerösteten Erze werden in Pilzöfen mit Ahrents'schem Stich und mit 8 Formen von je 30 mm Düsenweite bei 12 mm Quecksilbersäule Windpressung verschmolzen. Die neueren Oefen besitzen in der Formebene 1,20, an der Gicht 1,50 m Durchmesser. Die Entfernung zwischen Formebene und Gicht beträgt $3^1/_2$ m. Die Beschickung bestand 1886 aus 450 kg Röstgut, 30 kg bleiischen Hüttenerzeugnissen, 100 bis 200 kg Schlacken von der eigenen Arbeit. 1893 bestand dieselbe aus 420 kg Röstgut, 10 kg reichen Erzen, 20 kg geröstetem Stein, 20 kg ungeröstetem Stein, 10 kg Gätte, 10 kg Abzug, 20 kg Eisenstein, 10 kg altem Eisen, 180 kg Schlacke und 10 kg Heerd. Das Durchschnittsgewicht einer Gicht beträgt 700 kg. Auf dieses Gewicht der Beschickung werden 50 kg Koks gesetzt. In 24 Stunden werden 65 bis 70 Gichten (45,5 bis 49 t) durchgesetzt. Der Ofen ist in der 12stündigen Schicht mit 6 Mann (2 Beschickungsmacher und 4 Schmelzer) belegt.

Man erhielt Werkblei mit $^1/_2$ bis 1 % Silber, Stein mit 12 bis 15 % Blei, 8 bis 10 % Kupfer und 100 bis 300 g Silber (0,1 bis 0,3 %) in 100 kg, sowie 1 bis 2 g Gold im kg güldischen Silbers, und Schlacke mit 3 bis 4 % Blei und 3,5 bis 15 g Silber in 100 kg.

Die Schlacke wird mit Stein zusammen im Pilzofen auf Werkblei und einen zweiten Stein verschmolzen. Auf 480 kg Schlacken setzte man 1893 10 kg armes Erz, 50 kg Rohstein, 40 kg gerösteten Stein, 10 kg Glätte, 10 kg Glättschlacken, 10 kg Heerd, 10 kg Saigerkrätze. In 24 Stunden setzt man 50 bis 55 Gichten bei einer Windpressung von 8 bis 10 mm Quecksilbersäule und bei einem Brennstoffverbrauch von 50 kg Koks auf 620 kg Beschickung durch. Man erhält Werkblei mit 300 g Silber in 1 kg, Stein mit 10% Blei, 25% Kupfer und 70 bis 80 g Silber in 1 kg, sowie absetzbare Schlacke mit $1^1/_2$ % Blei und 2 g Silber pro kg.

Der Stein wird auf Werkblei mit $^1/_2$ % Silber und silberhaltigen Kupferstein verarbeitet.

Zu **Kapnik** in Ungarn werden silber- und goldhaltige Kiesschliche mit silberhaltigem Bleiglanz verbleit. Die Kiesschliche unterscheidet man in goldreiche Schliche mit 15 g güldischem Silber in 100 kg Erz sowie 33 % Goldgehalt des güldischen Silbers, und in sog. ärarische Kiesschliche mit 90 bis 100 g güldischem Silber in 100 kg Erz, aber nur mit 12 g Gold in 1 kg güldischen Silbers.

Die Bleierze enthalten 45 bis 60 % Blei, 90 bis 100 g güldisches Silber in 100 kg sowie 10 bis 32 g Gold in 1 kg güldischen Silbers.

Die Kiesschliche wurden zur Zeit der Anwesenheit des Verfassers in Kapnik (1887) noch in Haufen geröstet, während die Bleierze in Fort-

schaufelungsöfen geröstet wurden. Beide Erzsorten wurden, mit Quarz und geröstetem Stein beschickt, in Schachtöfen verschmolzen. Die Beschickung bestand aus:

73	G.-Th.	geröstetem Kiesschlich,
16	-	gerösteten Bleierzen,
11	-	Zuschlagsquarz,
25	-	geröstetem Stein von der nämlichen Arbeit.

Man erhält von der Arbeit Werkblei mit 0,25 % güldischem Silber und 100 g Gold in 1 kg des letzteren, sowie Stein mit 40—50 g güldischem Silber in 100 kg, 12 % Blei und dem gesammten Kupfergehalte der Beschickung.

Der Stein wird in 3 Feuern zugebrannt und dann theils beim Erzschmelzen zugesetzt, theils unter Zuschlag quarziger Silbererze mit bleiischen Vorschlägen in Schachtöfen verschmolzen. Man erhält hierbei Werkblei und bleihaltigen Kupferstein. Der letztere wird durch Verbleien weiter entsilbert und dann auf Kupfer verarbeitet. Das bei den Steinarbeiten gefallene Werkblei hat unter 150 g güldischen Silbers in 100 kg und wird daher der Anreicherung des Silbers mit Hülfe von Zink unterworfen.

Auf den Hüttenwerken im Staate Colorado in den Vereinigten Staaten von Nord-Amerika, welche bereits beim Blei betrachtet worden sind, schmilzt man mit den Bleierzen auch eigentliche Silbererze theils nach den Grundsätzen der Röst- und Reductionsarbeit, theils ohne vorgängige Röstung.

Auf den Werken der Consolidated Kansas City Smelting and Refining Company zu El Paso im Staate Texas werden Silbererze aus Tombstone in Arizona mit Carbonaten aus der Sierra Mojada in Mexico verschmolzen. (Siehe Seite 418.)

Zu Altenau im Oberharz werden kupferhaltige Silbererze unter 2 % Silbergehalt mit im Fortschaufelungsofen gerösteten Bleierzen in Schachtöfen (Raschette-Ofen) auf Werkblei und Stein verschmolzen. Die Silbererze über 1 % Silbergehalt werden direct verschmolzen, während die Erze unter 1 % Silbergehalt in Fortschaufelungsöfen geröstet werden. Man beschickt die Silbererze mit geröstetem und ungeröstetem Stein von der nämlichen Arbeit, mit Kiesabbränden, Walzsinter oder sonstigen eisenhaltigen Zuschlägen, mit geringen Mengen Kalkstein, mit bleiischen Vorschlägen sowie mit Schlacken der eigenen Arbeit. Man schmilzt bei 26 bis 30 mm Quecksilbersäule Windpressung, erzeugt in 24 Stunden im Raschette-Ofen 2 bis 3 t Werkblei und eine gleiche Menge Stein. Auf 100 G.-Th. Erz werden 30 bis 40 G.-Th. Koks verbraucht. Die Beschickung ist so zusammengesetzt, dass das fallende Werkblei nicht über 2 % Silber enthält.

Der Stein hat 0,15 bis 0,4 % Silber sowie den Kupfergehalt der Beschickung. Derselbe wird theils geröstet, theils ungeröstet so lange der

eschickung zugeschlagen, bis sich sein Kupfergehalt auf 10 % angeeichert hat.

Die Röstung des Steins geschieht in Kilns. In 24 Stunden werden ,25 t Stein (0,75 t ungerösteter und 0,5 t gerösteter Stein) auf 7 % Schwefel abgeröstet. In der 12stündigen Schicht erfordern 4 zu einem Block verbundene Kilns zusammen 2 Mann Bedienung.

Der über 10 % Kupfer enthaltende geröstete Stein wird mit bleiischen Vorschlägen und Schlacken in Schachtöfen auf Werkblei und Kupferstein verschmolzen.

Der Kupferstein enthält 0,05 bis 0,2 % Silber, 9 bis 14 % Blei und 35 bis 40 % Kupfer. Derselbe wird in Kilns geröstet und dann in Brillenöfen concentrirt, wobei man Schwarzkupfer (mit 10 % Bleigehalt und 60 bis 70 % Kupfer) und concentrirten Kupferstein mit 0,1 bis 0,3 % Silber, 1 bis 3 % Blei und bis 70 % Kupfer erhält. Der concentrirte Stein wird im Fortschaufelungsofen tot geröstet (in 24 St. = 3,75 t bei 0,75 t Steinkohlenverbrauch) und dann in Brillenöfen auf Schwarzkupfer mit 85 bis 94 % Kupfer und 0,2 bis 0,3 % Silber verschmolzen. Das Schwarzkupfer wird unter Zuhülfenahme des nassen Weges entsilbert. Die Schlacke von den Steinarbeiten wird wegen ihrer basischen Beschaffenheit beim Erzschmelzen zugesetzt, während die Schlacke vom Erzschmelzen bei den Steinarbeiten zugeschlagen wird.

Haben sich grössere Mengen von Erzschlacken angehäuft, so werden dieselben zur Ausgewinnung ihres Blei- und Silbergehaltes (sie enthalten noch 2 bis 3,5 % Blei und 0,015 bis 0,03 % Silber) mit bleiischen Vorschlägen, Steinen und basischen Schlacken einem besonderen Schlackenschmelzen in Schachthöfen unterworfen, wobei man Werkblei, Stein und eine absetzbare Schlacke mit 0,001 % Silber, 1 bis 1,5 % Blei und 12 bis 15 % Zink erhält.

Auf der Rothenbacher Hütte bei Müsen, Kreis Siegen werden geröstete silberhaltige Kupferkiese und Fahlerze gemeinschaftlich mit geröstetem Bleiglanz in Schachtöfen auf Werkblei und silber- und kupferhaltigen Bleistein verschmolzen.

Man setzte früher auf 6 Theile Fahlerze 10 Theile Bleierze, 10 Theile Erzschlacke und eine kleine Menge Eisenfrischschlacke oder beim Mangel an Bleierzen auf 10 Theile Fahlerze 3 Theile Bleiglätte. Der Kupferbleistein wurde durch Verbleien weiter entsilbert und schliesslich auf Rohkupfer verarbeitet.

Verbleiung der Erze mit geringem Silbergehalt.

Sind die Erze mit geringem Silbergehalt bleihaltig, so werden sie in der nämlichen Weise verarbeitet wie die Erze mit mittlerem Silbergehalt. Sind sie dagegen bleifrei und sehr arm an Silber, so werden sie nicht direct verbleit, sondern zum Zwecke der Anreicherung ihres Silbergehaltes,

Zu Fernezely und Strimbul in Ungarn werden gold- und silberhaltige Erze durch Röstung und Schmelzung in Schachtöfen auf Rohstein verarbeitet, welcher letztere verbleit wird.

Die auf der Hütte zu Fernezely zur Roharbeit kommenden Erze sind sog. Dürrerze, Kiesstufferze und Kiesschliche.

Die Dürrerze sind frei von Blei und Kiesen. Sie enthalten das Silber als dunkles Rothgiltigerz, das Gold gediegen bzw. als Gold-Silber-Legirung. In 100 kg enthalten sie 125 g (0,125 %) güldisches Silber; der Goldgehalt von 1 kg güldischen Silbers beträgt 40—80 g.

Die Stuffkiese sind Pyrite, welche das Silber als Rothgiltigerz, das Gold in gediegenem Zustande enthalten. In 100 kg enthalten sie 30 bis 120 g güldisches Silber. Der Goldgehalt in 1 kg güldischen Silbers beträgt 100 g.

Die Kiesschliche sind die goldreichsten Erze. Sie enthalten in 100 kg 30—140 g güldisches Silber. Der Goldgehalt in 1 kg des letzteren beträgt bis 200 g.

Die Kiese werden vor dem Verschmelzen geröstet. Zur Zeit der Anwesenheit des Verfassers in Fernezely wurden die goldreichsten Kiesschliche in Plattenöfen der Bode'schen Construction geröstet, während der grössere Theil der Kiesschliche und die Kiesstufferze noch in Haufen geröstet wurden. Man beabsichtigte indess, für die Folge die sämmtlichen Kiesschliche in Plattenöfen zu rösten.

Die der Haufenröstung unterworfenen Erze erhielten nur ein Feuer. Die Haufen bestanden aus 3 Lagen eines Gemenges von Stufferzen und Schlichen, welche mit Lagen von Holz und Holzkohlen abwechselten. Sie enthielten 120—240 t Erze. Auf je 10 t Erze wurden $11^1/_2$ cbm Holz und 50 hl Holzkohlen verbraucht.

Das Verschmelzen der gerösteten Kiese auf Rohstein geschieht in 8 m hohen Schachtöfen mit kreisförmigem Horizontalquerschnitt. Der Durchmesser beträgt in der Formebene 1,58 m, in der Gichtebene 1,74 m. Die Zahl der Formen beträgt 4. Die Beschickung besteht aus:

90 G.-Th. gerösteten Kiesen,
5 - - Dürrerzen,
12 bis 13 - - Kalkstein.

Als Brenn- bzw. Reductionsstoff dienen Holzkohlen. Die Windpressung beträgt 25 mm Quecksilber. In 24 Stunden werden gegen 3 t Beschickung durchgesetzt. Auf 10 t Beschickung werden 240 Hectoliter Holzkohlen verbraucht.

Aus 100 G.-Th. Erz erhält man 33 G.-Th. Rohstein. Derselbe enthält 90 % von dem Gehalte der Erze an güldischem Silber. 10 % von dem letzteren gehen in die Schlacke. Dieselbe ist ein Singulosilicat und wird zum grössten Theil bei dem Verbleiungsschmelzen zugesetzt.

Auf der Hütte zu Zalathna in Siebenbürgen verarbeitete man zur Zeit der Anwesenheit des Verfassers daselbst (1887) gold- und silberhaltige

Pyrite in kieselsäurereichem Muttergestein. Das Gold fand sich in denselben hauptsächlich in gediegenem Zustande; nur ein geringer Theil desselben war an Tellur gebunden. Das Silber war theils mit dem Golde legirt, theils an Schwefel gebunden.

Man unterschied die Pyritschliche, welche 92 % der zur Hütte angelieferten Erze ausmachten, in arme, mittelreiche und reiche Schliche. Die armen Schliche enthielten 10 bis 29 g güldisches Silber in 100 kg Erz, die mittelreichen 30 bis 50 g und die reichen über 50 g.

Die reichsten, aber nur in sehr geringer Menge angelieferten Erze waren Tellurerze, nämlich Tellurerze I. Klasse mit 1,5 bis 5 % güldischem Silber und Tellurerze II. Klasse mit 0,2 bis 1 % güldischem Silber.

Die Schliche wurden theils noch der unvollkommenen Haufenröstung (ein Feuer) unterworfen, theils in Plattenöfen Bode'scher Construction geröstet.

Die Haufen bestanden aus 200 bis 250 t Erz und brannten 4 bis 5 Monate. Auf 10 t Schliche wurden hierbei 5 cbm Holz verbraucht.

Die Plattenöfen (Malétra-Ofen) besassen je 5 oder 7 Platten. Auf jeder Platte wurden 50 kg Schliche ausgebreitet. In 24 Stunden wurden pro Ofen 800 kg Schliche von 36 % Schwefel auf 6 % Schwefel abgeröstet. Die Röstgase wurden theils auf Schwefelsäure verarbeitet, theils dienten sie zur Herstellung von Schwefel mit Hülfe von Schwefelwasserstoff.

Die durchschnittliche Zusammensetzung der abgerösteten Schliche war die nachstehende:

S	6,28	Ag	0,012
Fe	56,45	Au	0,0044
Mn	1,73	Ca	0,024
Cu, Zn	Spur	Al_2O_3	2,25
		Si	19,90
		O	18,15

Das Verschmelzen der Erze geschah in 7 m hohen, als Sumpföfen zugestellten Schachtöfen mit kreisförmigem Horizontalquerschnitt (1 m D. in der Gichtebene, 90 cm D. in der Formebene).

Während die in Haufen gerösteten Schliche zusammengesintert waren und daher eines Bindemittels nicht bedurften, musste das Röstgut aus den Plattenöfen vor dem Verschmelzen in Kalkmilch eingebunden werden.

Zur Verschlackung des Eisens beschickte man die Schliche mit saurer Schlacke und, wenn solche vorhanden waren, mit quarzigen Erzen. Die goldreichsten Erze wurden ungeröstet zugeschlagen. Die durchschnittliche Zusammensetzung der Beschickung im Jahre 1886 war die nachstehende:

30 bis 33 % geröstete Schliche aus Plattenöfen,
11 - in Haufen geröstete Schliche,
8 - ungeröstete reiche Schliche,
14 - ärmere Erze und geröstete Steine,
30 bis 33 - Schlacke vom Rohschmelzen oder Verbleien.

Als Brennstoff dienten Holzkohlen. Die Windpressung betrug 9 bis 11 mm Quecksilbersäule. In 24 Stunden wurden 7 t Beschickung bzw. 4,54 t Erz durchgesetzt. Auf 100 kg Erz wurden 2,1 Hectoliter Holzkohlen verbraucht.

Auf 100 G.-Th. geröstetes Erz erhielt man 48 G.-Th. Rohstein von der nachstehenden durchschnittlichen Zusammensetzung:

Fe	65,86	Ag	0,028
Ca	0,04	Au	0,011
Zn	Spur	S	28,54
Pb	4,23	Schlacke	1,29

Die Schlacke steht hinsichtlich ihrer Silicirungsstufe zwischen dem Singulo- und Bisilicat. Sie ist zusammengesetzt, wie folgt:

SiO_2	41,60	MgO	0,24
FeO	49,95	Al_2O_3	3,42
MnO	0,82	S	1,02
CaO	2,66	Ag	0,0007
		Au	0,0001

Die Verbleiung des Steins ist weiter unten (siehe Verbleiung der Hüttenerzeugnise) dargelegt.

Auf der Hütte von Gawrilow[1]) im Altai, Gouvernement Tomsk, 200 Werst nordöstlich von Barnaul belegen, werden Erze mit 0,027 bis 0,03 % Silber und 0,5 % Blei auf Silber verarbeitet. Die Erze werden in Schachtöfen auf Rohstein verschmolzen, welcher durch Behandlung mit flüssigem Blei in Heerden entsilbert wird. Die Erze führen als Gangart Quarz, Schwerspath, Eisenoxyd, geringe Mengen von Kalk und Magnesia, sowie Schwefelkies. Man unterscheidet sie in quarzig-ockerige Erze mit 42 bis 75 % Kieselsäure, 22 bis 40 % Schwerspath, 5 bis 15 % Eisenoxyd und Thonerde und 0,3 bis 0,5 % Kalk und Magnesia, in späthig-ockerige Erze mit 10 bis 29 % Kieselsäure, 52 bis 85 % Schwerspath, 3 bis 17 % Eisenoxyd und Thonerde, 0,5 bis 7 % Kalk und Magnesia und in späthig-kiesige Erze mit 6 bis 35 % Kieselsäure, 47 bis 84 % Schwerspath und 4 bis 17 % Schwefelmetallen (Pyrit).

Die Erze werden mit Koks in zwei- und dreiförmigen Schachtöfen auf einen Rohstein verschmolzen, welcher sich durch seinen hohen Gehalt an Schwefelbaryum (bis 40 %) auszeichnet. Bei dem Schmelzen wird das Baryumsulfat zum Theil durch die Kieselsäure unter Austreibung von Schwefelsäure in Baryumsilicat verwandelt, zum Theil wird es zu Schwefelbaryum reducirt und geht in den Rohstein. Die Schlacke trennt sich in Folge ihres durch den Baryumgehalt derselben erhöhten specifischen Gewichtes nur schwierig vom Rohstein, so dass bei nicht richtiger Zusammen-

[1]) Jossa und Kurnakoff: Die Blei-, Silber- und Kupferhüttenprozesse im Altai. Berg- und Hüttenm.-Ztg. 1886 (No. 16, 17, 18, 19).

setzung der Beschickung Gemenge von Schlacke und Rohstein entst welche zum Erzschmelzen zurückgegeben werden müssen. Als die Zusammensetzung der Beschickung gilt die nachstehende:

Erze	quarzig-ockerige	25 bis 30 %
	späthig-kiesige und späthig-ockerige	75 - 80 -
		100 Theile
Entsilberter Rohstein		10 bis 12 %
Eisenerze		3 -
Kalk		5 -
Heerdschlacken (d. i. Schlacken vom Entsilbern des Rohsteins)		5 -
Unreine Schlacken vom Erzschmelzen (Gemenge von Schlacke und Rohstein)		25 -

Bei normalem Betriebe erhält man Rohstein mit 0,14 bis 0,] Silber und Schlacke.

Die Zusammensetzung des durch seinen Baryumgehalt einzig stehenden Rohsteins ist die nachstehende:

	I	II	III
S	24,29	27,74	25,70
Ba	35,33	35,62	39,66
Fe	20,38	24,97	20,42
Cu	6,66	5,10	6,25
Zn	2,73	1,66	2,54
Pb	0,21	0,51	Spur
Al	0,47	0,62	Spur
Ca	0,89	0,44	1,51
Mg	1,43	0,41	1,52

Die Schlacke ist sehr sauer und nähert sich dem Trisilicat. Zusammensetzung ergiebt sich aus den nachstehenden Analysen:

	I	II	III
SiO_2	45,502	44,978	44,30
BaO	41,856	40,868	44,42
S	1,773	2,035	1,37
FeO	7,394	6,180	3,38
Al_2O_3	3,650	3,382	3,42
CaO	2,020	2,742	3,21
MgO	0,623	0,722	1,98

Der gedachte Prozess ist ein sehr unvollkommener. Die Verarbei des bei demselben erzeugten Rohsteins ist weiter unten dargelegt.

Eine ähnliche Verarbeitung kiesiger Erze auf Rohstein, mit dem [U]nterschiede, dass dieselben vor dem Verschmelzen in Haufen geröstet [w]erden, wird auf der Pawlow'schen Hütte, 50 Werft westlich von [B]arnaul belegen, ausgeführt. Auch wird der erhaltene Stein durch Ein[trä]nken in ein Bleibad entsilbert.

2. Die Herstellung des Werkbleis aus Hüttenerzeugnissen.

Von Hüttenerzeugnissen werden Steine, Speisen, Legirungen und sonstige Hüttenerzeugnisse verbleit.

Verbleiung von Steinen.

Die silberhaltigen Steine fallen theis beim Verbleien von Silbererzen, theils beim Verschmelzen silberhaltiger Bleierze und Kupfererze, theils werden sie, wie oben dargelegt, aus armen Silbererzen zum Zwecke der Anreicherung des Silbergehaltes derselben vor der Verbleiung erzeugt.

Die Verbleiung der silberhaltigen Steine geschieht entweder durch Eintränken des Steins in ein Bleibad oder durch Verschmelzen des Steins mit bleihaltigen Vorschlägen (Glätte, Heerd, Bleicarbonat, geröstetem Bleiglanz) in Schachtöfen.

Eintränken des Steins in ein Bleibad.

Das Eintränken des Steins in ein Bleibad bezweckt die Zerlegung des Schwefelsilbers durch metallisches Blei und die Aufnahme des ausgeschiedenen Silbers in das Blei. Da aber das Schwefelsilber nicht vollständig vom Blei zerlegt wird, so ist eine vollständige Entsilberung des Bleis auf diesem Wege durch eine einmalige Behandlung des Steins mit Blei nicht möglich.

Durch Herbeiführung einer möglichst innigen Berührung zwischen Blei und Stein sowie durch mehrfache Wiederholung des Eintränkens gelingt es indess, dem Steine den grössten Theil seines Silbergehaltes zu entziehen. In den Vereinigten Staaten (Pueblo in Colorado) will man sogar das Ziel annähernd vollkommen erreicht haben.

Das Verfahren giebt im Allgemeinen ein viel geringeres Silberausbringen als das Verschmelzen des Steins mit bleiischen Vorschlägen in Schachtöfen und sollte desshalb nur ausnahmsweise und dann nur in Verbindung mit der Verbleiung des Steins in Schachtöfen in Anwendung kommen.

Die Ausführung desselben geschieht entweder so, dass man den Stein direct aus dem Ofen, in welchem er erzeugt wird, in flüssigem Zustande in ein Bleibad absticht, oder so, dass man den Stein in einem Heerde einschmilzt und dann das Blei zusetzt, welches schmilzt und durch den Stein hindurchdringt, oder so, dass man den geschmolzenen Stein durch eine Säule von flüssigem Blei hindurchsteigen lässt, oder schliesslich

so, dass man Blei in einem Flammofen einschmilzt und den zu entsilbernde Stein in gemahlenem Zustande in das Metallbad bringt und denselbe nicht zum Schmelzen kommen lässt.

Die erste Art des Einträukens geschieht zu Kongsberg in Norwegen, die zweite Art auf der Gawrilow'schen und Paulow'schen Hütte im Altai. Die dritte Art ist nur versuchsweise zu Lohe bei Siegen zur Anwendung gekommen. Die letzte Art des Einträukens, der sog. Crooke-Prozess steht zu Pueblo im Staate Colorado, Nord-Amerika, in Anwendung.

Zu Kongsberg in Norwegen wird der concentrirte Stein, dessen Herstellung bereits oben dargelegt worden ist, aus dem Schachtofen in einen Stechheerd abgelassen, in welchem man ihm Blei im Verhältniss von 1 Theil Blei auf $3^1/_3$ Theil Stein zusetzt. Sobald das Blei geschmolzen ist, bringt man es durch Umrühren der flüssigen Massen mit einer Eisenstange in innige Berührung mit dem Stein. Darauf lässt man sich Stein und Blei nach ihren specifischen Gewichten von einander trennen und hebt dann den Stein nach dem Erkalten desselben in Scheiben ab. Das Blei enthält 5 % Silber, der Stein $^3/_4$ bis 1 % Silber. Die Entsilberung ist um so vollkommener, je höher die Temperatur des Steins beim Eintragen des Bleis in denselben ist. Der auf diese Art theilweise entsilberte Stein wird mit bleiischen Vorschlägen in Schachtöfen weiter entsilbert.

Die zweite Art des Einträukens steht auf der Gawrilow'schen und Paulow'schen Hütte im Altai in Anwendung. Der Rohstein, dessen Herstellung und Zusammensetzung wir bereits oben kennen gelernt haben, wird in einem aus schwerem Gestübbe hergestellten Heerde mit Gebläse über Steinkohlen eingeschmolzen. Nach dem Einschmelzen wird die entstandene Schlacke vom Rohsteinbade abgezogen und dasselbe wird mit Holzkohlen bedeckt. Auf die Holzkohlen wird das zur Entsilberung dienende Blei in kleinen Barren gelegt. Dieselben schmelzen und das Blei sinkt tropfenweise durch den Rohstein auf den Boden des Heerdes, wobei es dem Rohsteine den grösseren Theil seines Silbergehaltes entzieht. Um das Blei in weitere möglichst innige Berührung mit dem Rohstein zu bringen, wird eine Stange frischen Holzes bis an die tiefste Stelle des Heerdes geführt und ungefähr 3 Minuten in den flüssigen Massen belassen. Die aus dem frischen Holze sich entwickelnden Gase bringen die einzelnen Theile des Metallbades in innige Berührung mit einander. Nach der Entfernung des Holzes setzt sich das Blei wieder im unteren Theile des Heerdes ab und wird durch ein Stichloch im tiefsten Theile des Heerdes abgestochen. Das Stichloch wird geschlossen, sobald sich Rohstein in demselben zeigt.

In dieser Weise wird der Rohstein 4 Male mit Blei behandelt. Das beim ersten Abstechen erhaltene Blei gelangt zum Abtreiben. Das bei den folgenden 3 Abstichen erhaltene Blei wird von
material verwendet. Der Silbergehalt des Roh
dachte Verfahren von 6 Solotnik per Pud

ergebracht. Der entsilberte Rohstein und die Schlacken werden beim tschmelzen zugesetzt. Der Bleiverlust wird zu 16 Gewichtstheilen auf Gewichtstheil Silber angegeben, der Silberverlust auf 6 % vom Silberhalte des Steins. In 24 Stunden liefert ein Heerd 150 bis 160 Pud Werkblei. Das treibwürdige Werkblei hat 0,32 % Silber.

Die dritte Art des Einträнkens, das sog. **hydrostatische Schmelzen**, welches im Aufsteigenlassen des flüssigen Steins in einer Säule von geschmolzenem Blei besteht, hat sich nicht bewährt, weil der Stein nicht hinreichend entsilbert wurde und weil das Verfahren wegen der Nothwendigkeit, den Stein in einem besonderen Ofen umschmelzen zu müssen, sich zu theuer stellte. Menzler benutzte bei seinen auf **Loher Metallhütte bei Siegen** angestellten Versuchen einen Krummofen mit tiefem Vortiegel im Vorheerde. Der Vortiegel war durch eine nahe bis zum Boden desselben gehende Scheidewand aus feuerfesten Steinen in zwei Abtheilungen getheilt. In den Vortiegel wurde flüssiges Blei eingelassen. Durch die Säule des aus dem Krummofen in die nächstgelegene Abtheilung des Vortiegels einfliessenden flüssigen Steins wurde das Blei in die erste Abtheilung des Vortiegels gedrängt. Der flüssige Stein stieg durch die hierdurch gebildete Bleisäule hindurch und sammelte sich über derselben an. Beim Hindurchsteigen durch die Bleisäule wurde dem Stein ein Theil seines Silbergehaltes entzogen.

Nach Karsten[1]) gelang es auf diesem Wege nicht, dem Stein mehr als $^{3}/_{7}$ seines Silbergehaltes zu entziehen.

Das Einträнken von gemahlenem Kupferstein in ein Bleibad, der sog. **Crooke-Prozess**, stand zur Zeit der Anwesenheit des Verfassers in Pueblo (1892) auf den Werken der **Pueblo Smelting and Refining Company** daselbst in Anwendung.

Das Blei wird in einem Flammofen von der nämlichen Einrichtung wie die Blei-Raffiniröfen in einer Menge von 25 t eingeschmolzen. Dann wird gemahlener roher Kupferstein auf das Metallbad gestreut und eine Stunde lang in demselben umgerührt. Bedingung des Gelingens ist, dass das Metallbad kühl ist und dass der Kupferstein nicht zum Schmelzen kommt. Andernfalls nimmt das Bleibad Kupfer aus dem Stein auf und das Silber geht zum Theil in den flüssigen Stein zurück. Um den gedachten Zweck zu erreichen, wird das Metallbad durch auf dem Boden desselben befestigte Eisenbarren so kühl erhalten, dass der Stein nicht schmilzt, sondern höchstens zum Erweichen kommt.

Bei der ersten Behandlung des Steins mit Blei sollen 75 bis 80 % des Silbergehaltes desselben in das Blei übergehen. Zur weiteren Entsilberung des Steins ist eine wiederholte Behandlung desselben mit Blei erforderlich. Früher wurde der Stein 4 Mal hintereinander mit Blei be-

---

[1]) System der Metallurgie Bd. 5 S. 521.

[illegible] Anwesenheit des Verfassers in Puebl[illegible] [illegible] in der gedachten Art genügte.

[illegible] terrassenförmig untereinander gestellte[illegible] [illegible] Mengen von je 25 t von oben nach unte[illegible] [illegible] Mengen von je $1^1/_2$ t den umgekehrte[illegible] [illegible]

[illegible] wird silberfreies Blei oder Blei von de[illegible] [illegible] während dasselbe angereichert an Silbe[illegible] [illegible] von 2 bis 3 % aus dem untersten Flamm[illegible] [illegible] Der frische Kupferstein wird mit dem Blei i[illegible] [illegible] gebracht, während der nahezu entsilbert[illegible] [illegible] Blei des obersten Ofens in Berührung komm[illegible] [illegible] aus demselben ausgezogen wird. Di[illegible] [illegible] Ofen beträgt gegen $1^1/_4$ Stunden. De[illegible] [illegible] Steins beträgt nach den Aussagen der Be[illegible] [illegible] Silber in der t.

[illegible] auf Kupferraffinad verarbeitet. Er wird z[illegible] [illegible] um ihn von dem mechanisch a[illegible] [illegible] Dasselbe setzt sich unter dem Stein a[illegible] [illegible] auf 15 % vermindert wird. Der Stei[illegible] [illegible] Fortschaufelungsofen und dann bei höhere[illegible] [illegible] Gebläse versehenen Flammofen soweit geröste[illegible] [illegible] in Bleioxyd und Bleisulfat verwandelt wir[illegible] [illegible] darf ein Schmelzen des Steins nicht ei[illegible] [illegible] Folge in einem einzigen Ofen, dem bei[illegible] [illegible]-Brown-Ofen, ausgeführt werden.

[illegible] Stein wird unter Zuschlag von Quarz in eine[illegible] [illegible] Schwarzkupfer verschmolzen, wobei Bleioxy[illegible] [illegible] Quarz in eine Bleisilicatschlacke verwande[illegible] [illegible] Verschmelzen der Bleierze zugesetzt. Da[illegible] [illegible] mit gegen 99 % Kupfer wird im englische[illegible] [illegible]

[illegible] ziemlich verwickelt, so dass sein ökonomische[illegible] [illegible] erscheint. Ueber die ökonomischen Ergeb-[illegible] [illegible] Verfasser Mittheilungen nicht gemacht.

[illegible] des Steins mit bleihaltigen Vorschlägen.

[illegible] des Steins mit bleihaltigen Vorschlägen, d. i. [illegible] Hüttenerzeugnissen, wird aus den Vorschlägen [illegible] das Silber der Steine in sich aufnimmt. Durch ein [illegible] lässt sich indess der Stein nicht vollständig ent-[illegible] ausser Werkblei stets einen silberärmeren Stein. [illegible] in der Regel geröstet und dann abermals mit bleiischen [illegible] verschmolzen. Durch Wiederholung dieser Operationen ist man

ler Lage, den Stein, falls er nicht grössere Mengen von Kupfer ent-, von dem grössten Theile seines Silbergehaltes befreien zu können. onders günstig auf die Ueberführung des Silbergehaltes des Steins in Werkblei wirkt das Verschmelzen desselben mit bleiischen Erzeugen der Treibarbeit, Glätte und Heerd.

Bei kupferhaltigen Steinen muss die Verbleiung oft wiederholt rden, ohne dass es indess gelingt, das Silber vollständig vom Kupfer trennen. Es ist daher vortheilhafter, silberhaltige Kupfersteine mit ilfe des nassen Weges oder der Elektrolyse zu verarbeiten.

Steine, welche gleichzeitig Kupfer und Blei enthalten, die sog. upferbleisteine, wie sie beim Verbleien kupferhaltiger Silbererze und eim Verschmelzen blei- und silberhaltiger Kupfererze fallen, sucht man urch ein- oder mehrmaliges gründliches Rösten und darauf folgendes Verchmelzen von ihrem Bleigehalte zu befreien und verarbeitet die erfolgenen Kupfersteine entweder unter Zuhülfenahme des nassen Weges auf ilber (Freiberg) oder auf trockenem Wege auf Rohkupfer und gewinnt us dem letzteren dann wieder auf nassem Wege oder mit Hülfe der lektrolyse das Silber bzw. Kupfer.

Die Verbleiung von Steinen in der gedachten Weise wird beispielseise ausgeführt zu Fernezely, Kapnik und Strimbul in Ungarn, zu Zalathna in Siebenbürgen, auf der Rothenbacher Hütte bei Müsen, auf den Werken des Oberharzes, auf den Freiberger Hüttenwerken.

Auf der Hütte zu Fernezely im Bergbezirk Nagybanya in Ungarn wurde zur Zeit der Anwesenheit des Verfassers daselbst die Steinverbleiung ausgeführt, wie folgt.

Der Stein (Rohstein) wird einer zweimaligen Haufenröstung unterworfen und dann mit gerösteten Bleierzen und gerösteten, reichen, quarzigen Erzen dem sog. Reichverbleiungsschmelzen unterworfen. Die Röstung der Bleierze geschieht in einsohligen Fortschaufelungsöfen von 19 m Länge und 2,5 m Breite.

Das Verschmelzen geschieht in Oefen von der nämlichen Einrichtung und den Dimensionen der für das Verschmelzen der Erze auf Rohstein dienenden Oefen. Die Beschickung besteht aus:

62 Theilen gerösteten Bleierzen,
30 - geröstetem Rohstein,
8 - quarzigen, reichen Erzen.

Die Menge der bleiischen Vorschläge wird so bemessen, dass auf kg in der Beschickung enthaltenen güldischen Silbers 200 bis 250 kg ei in der Gestalt von Glätte und Heerd kommen. Als Brenn- und Rectionsmaterial dient Holzkohle. Die Windpressung beträgt 12 bis mm Quecksilber. In 12 Stunden werden 2 t Beschickung (ohne Vorläge) durchgesetzt. Auf 10 t Beschickung werden 210 hl Holzkohlen braucht.

Man erhält Werkblei mit 300 bis 700 g güldischem Silber in 1(
(0,3 bis 0,7 % Silber) und sog. Reichverbleiungsstein mit 80 g Silb
100 kg Stein (0,08 %), 10 bis 12 % Blei und 1 % Kupfer. Von
Bleigehalte der Beschickung werden 90 % im Werkblei ausgebracht;
Rest geht in den Stein und in die Schlacke. Der Steinfall beträgt 1
16 % der Beschickung.

Der Reichverbleiungsstein wird zur Verbleiung des noch in
vorhandenen Silbers und zur Anreicherung seines Kupfergehaltes in
Feuern zugebrannt und dann mit bleiischen Vorschlägen in 3förm
als Sumpföfen zugestellten Schachtöfen (von 5,95 m Höhe, 1,16 m D
messer an der Gicht und 1 m Durchmesser in der Formebene) bei 1
17 mm Quecksilbersäule Windpressung verschmolzen. Die Beschic
besteht aus:

88 Gew.-Th. geröstetem Stein,
9 - Quarz oder quarzigen Erzen,
3 - Saigerdörnern (das sind kupferhaltige Rückstände vom Sa
des Bleis),
20 - bleiischen Vorschlägen (Glätte, Heerd, Abfälle von der 7
entsilberung, Abstrich),
5 Gew.-Th. Kalkstein.

Die Menge der Vorschläge ist derartig bemessen, dass auf 1 k
der Beschickung enthaltenen güldischen Silbers 600 kg Blei kommen.

In 12 Stunden werden 1,8 bis 1,9 t Beschickung durchgesetzt
einem Aufwande von 216 hl Holzkohlen auf je 10 t. Man erhält R
blei mit 200 bis 290 g güldischem Silber in 100 kg (0,20 bis 0,2
und sog. „zweiten Verbleiungsstein" mit 40 bis 50 g Silber in 10
(0,04 bis 0,05 %), 5 bis 6 % Blei und 5 bis 6 % Kupfer. Die fall
Schlacke wird beim Erzschmelzen zugesetzt.

Der zweite Verbleiungsstein wird einer weiteren Verbleiung,
sog. „Entsilbern", unterworfen. Er wird zu diesem Zwecke in
Feuern zugebrannt und dann mit bleiischen Vorschlägen in Oefen von
Einrichtung und den Dimensionen der Oefen für die Verbleiung
Reichverbleiungssteins verschmolzen. Die Menge der Vorschläge wird
bei wieder so bemessen, dass auf 1 kg güldisches Silber 600 kg
kommen. Ausserdem schlägt man zur Erhöhung des Kupfergehaltes
bei dieser Arbeit fallenden neuen Steins Kupfererze (bis 3 % der
schickung) zu.

In 12 Stunden setzt man bei einer Windpressung von 12 bis 16
Quecksilber 1,2 bis 1,3 t durch. Auf 10 t Stein werden 230 bis 24
Holzkohlen verbraucht.

Man erhält Werkblei mit 150 g güldischem Silber in 100 kg (0,
Silber) und sog. „ersten Entsilberungsstein" mit 0,018 bis 0,020 %
schem Silber, 4 % Blei und 16 bis 17 % Kupfer. Die fallende Sch
wird abgesetzt.

Der erste Entsilberungsstein wird einer nochmaligen Entsilbe-ng durch Verbleiung unterworfen. Er wird in 2 bis 3 Feuern zu-rannt und dann mit bleiischen Vorschlägen in den erwähnten Stein-melzöfen verschmolzen. Auf 1 kg güldisches Silber setzt man 1500 1600 kg Blei in der Gestalt von Vorschlägen zu. In 12 Stunden rden bei 6 bis 7 Linien Quecksilbersäule Windpressung 1 bis 1,2 t schickung verschmolzen bei einem Holzkohlenverbrauch von 250 hl f je 10 t. Man erhält Werkblei mit 50 bis 80 g Silber in 100 kg und upferstein mit 30 bis 40 % Kupfer und 2 bis 3 % Blei.

Derselbe wird durch Rösten und Schmelzen auf Schwarzkupfer mit 008 bis 0,010 % Silber verarbeitet. Das letztere wird gaar gemacht.

Auf der Hütte bei Kapnik wird der Rohstein, welcher 40 bis 50 g güldisches Silber in 100 kg und 12 % Blei neben einer geringen Menge Kupfer enthält, in drei Feuern zugebrannt und mit bleiischen Vorschlägen und quarzigen Silbererzen in Schachtöfen verschmolzen. Als bleiische Vorschläge benutzt man Glätte, Heerd, Saigerkrätzen und bleihaltige Ab-fälle von der Zink-Entsilberung. Die Menge derselben wird so bemessen, dass auf 1 kg Silber 500 kg Blei kommen. Man erhält bei dieser Ar-beit Werkblei mit 150 bis 170 g güldischem Silber in 100 kg und Stein mit 40 g Silber in 100 kg. Dieser Stein wird in drei Feuern zugebrannt und dann mit bleiischen Vorschlägen auf einmal entsilberten Stein und Werkblei verschmolzen. Der Bleigehalt der Vorschläge beträgt 750 kg auf 1 kg Silber. Der nun fallende Stein wird nach dreimaligem Zubrennen nochmals auf gleiche Weise verschmolzen, wobei aber der Bleigehalt der bleiischen Vorschläge zu 1350 kg auf 1 kg Silber bemessen wird. Man erhält jetzt Werkblei und Kupferstein, welcher letztere auf Schwarzkupfer verarbeitet wird. Dasselbe wird in Felsöbanya gaar gemacht.

Auf der Hütte bei Zalathna in Siebenbürgen wird ein Theil des Rohsteins dadurch für die Verbleiungsarbeit vorbereitet, dass man ihm eine möglichst grosse Menge Schwefeleisen durch Behandlung mit verdünnter Schwefelsäure entzieht. Ein anderer Theil desselben wird durch eine vier-malige Haufenröstung für die Verbleiung vorbereitet.

Der mit Schwefelsäure zu behandelnde Rohstein wird zuerst durch einen Steinbrecher zerkleinert und dann in einer Kugelmühle gepulvert. Die Schwefelsäure bedarf nur einer Stärke von 22° B.

Als Apparate für die Behandlung des Rohsteins dienen prismatische Bleikästen (von 1,25 m Höhe, 1 m Länge und 1 m Breite), welche mit einem aus Kupfer hergestellten, an einer stehenden Welle angebrachten Rührwerk versehen sind. Jeder Bleikasten ist mit einem Holzmantel um-geben. In den Zwischenraum zwischen Bleikasten und Holzmantel wird Dampf von $\frac{1}{2}$ Atmosphäre Spannung geleitet, um die Reaction durch Er-wärmung zu fördern. Durch den Deckel des Bleikastens gehen zwei mit ydraulischen Verschlüssen versehene Bleirohre, welche in die Flüssigkeit intauchen und zum Einbringen des Rohsteinpulvers dienen. Das bei der

eren, welche nur noch 6% Schwefel enthalten, sind zur Erzielung ; guten Schmelzganges erforderlich, da ein solcher mit dem Rohsteinstand allein wegen des Gehaltes desselben an basischen Salzen nicht rreichen ist.

Die bleiischen Vorschläge bestehen aus Glätte und Heerd. Ihre ge wird so bemessen, dass auf 1 kg zu verbleienden güldischen ers 240 kg Blei kommen. Die Beschickung war im Jahre 1887 zumengesetzt wie folgt:

32	G.-Th.	Rohschlacke,
23	-	geröstete Pyrite,
6—7	-	ungeröstete quarzige Tellurerze,
5,4	-	ungeröstete reiche Pyrite,
9	-	Rohstein-Rückstand,
7	-	in Haufen gerösteter Rohstein,
10	-	bleiische Vorschläge.

Die Schachtöfen sind 6 m hoch und besitzen kreisförmigen Horitalquerschnitt (an der Gicht 1 m, in der Formebene 90 cm Durchsser). Sie blasen mit zwei Formen bei 9 mm Quecksilbersäule Windssung. Die Zustellung ist als Sumpföfen.

In 24 Stunden setzt man 1,95 t Beschickung nebst 1 t Schlacken :ch bei einem Verbrauche von 1,97 hl Holzkohle auf 50 kg Gesammtschickung. Von dem Gesammtgewichte der Beschickung fallen

Werkblei	5,88 %
Stein	25,57 -
Schlacke	68,55 -

Das Werkblei hat die nachstehende Zusammensetzung:

Pb	99,346	Ag	0,326
Sb	0,018	Au	0,310
Cu	Spur	Fe	Spur

Der Stein enthält:

Fe	66,33	Au	0,005
Cu	1,18	S	25,98
Pb	5,65	Schlacke	0,78
Ag	0,071		

Das Silber wird in erheblich grösserer Menge vom Stein aufgeommen als das Gold. Während im Rohstein nämlich der Goldgehalt ihezu die Hälfte des Silbergehaltes ausmacht, beträgt er in dem Steine n der Verbleiungsarbeit noch nicht den zehnten Theil des Silbergehaltes.

Die Schlacke hat die nachstehende Zusammensetzung:

Kieselsäure	36,65
Eisenoxydul	48,10
Manganoydul	1,75
Kalk	6,44

Thonerde	1,30
Bleioxyd	5,22
Schwefel	0,54
Silber	0,0024
Gold	0,0004

Dieselbe liegt zwischen Singulo- und Bisilicat.

Der Verbleiungsstein wird in der nämlichen Weise wie der Rob mit verdünnter Schwefelsäure behandelt. Der erhaltene Rückstand in der nämlichen Weise verbleit wie der Rohstein-Rückstand. Man e bei diesem zweiten Verbleien einen an Kupfer angereicherten S welcher in gleicher Weise wie der Verbleiungsstein behandelt wird. der Stein bis auf 30 % Kupfer angereichert, so wird er an Kupferw abgegeben.

Auf der Rothenbacher Hütte bei Müsen im Kreise Si wurde die Verbleiung des Steins ausgeführt, wie folgt:

Der kupferhaltige Bleistein vom Verschmelzen der Blei- und F erze wurde zweimal in Haufen geröstet und dann in Schachtöfen Werkblei mit 0,34—0,40 % Silber und zweiten Bleistein mit 20—2 Blei, 15 % Kupfer und 0,18 % Silber verschmolzen. Der zweite Bleis wurde zweimal in Haufen geröstet und dann in Schachtöfen auf Werk mit 0,35 bis 0,40 % Silber und dritten Bleistein mit 18 bis 20 % I 30 bis 40 % Kupfer und 0,17 % Silber verschmolzen. Der dritte Bleis wurde zwei Mal in Haufen geröstet und dann in Schachtöfen auf W blei mit 0,35 % Silber und vierten Bleistein oder Kupferstein mit 10 12 % Blei, 45 bis 55 % Kupfer und 0,17 % Silber verschmolzen. Kupferstein wurde drei Mal ungeröstet in Schachtöfen mit Glätte Heerd verschmolzen. Der drei Mal entsilberte Kupferstein wurde nun röstet und nochmals mit Glätte und Heerd verschmolzen. Man erhielt diesen Arbeiten Werkblei mit 0,14 bis 0,15 % Silber und schliesslich e Kupferstein mit 0,01 % Silber, welcher auf Rohkupfer und Gaarku verarbeitet wurde.

Die Verarbeitung des Steins in Freiberg ist beim Blei (s. Röst- Reductionsarbeit), im Oberharz gleichfalls beim Blei (s. Niederschlagsar angegeben.

Kupferauflösungsschmelzen und Abdarrprozess.

Zwei gänzlich veraltete und gegenwärtig nicht mehr ausgefü Prozesse der Entsilberung von kupferhaltigen Steinen sind das „Kupferauflösungsschmelzen“ und der „Abdarrprozess“.

Bei beiden Prozessen wird die Entsilberung nicht allein durch sondern gleichzeitig auch durch Kupfer bewirkt.

Bei der Kupferauflösung wird der geröstete silberhaltige Ku stein mit Schwarzkupfer und Glätte in Schachtöfen zusammengeschmo

as Kupfer geht hierbei in den Stein über und verdrängt einen Theil des lbers aus demselben in das durch die Reduction der Glätte gebildete lei, welches auch gleichzeitig entsilbernd auf den Stein wirkt. Man erält Werkblei und bleihaltigen Kupferstein. Der letztere wird ungeröstet nter Zuschlag von bleihaltigen Schlacken und Eisen im Schachtofen auf upferstein verschmolzen, welcher letztere zur weiteren Entsilberung in lei eingetränkt und dann auf Kupfer verarbeitet wird. Dieser Prozess urde früher in Ungarn (Fernezely) ausgeführt[1]).

Beim „Abdarrprozess“ wird Kupferbleistein vom Verschmelzen upfer- und silberhaltiger Erze mit Schwarzkupfer bzw. Kienstöcken von der aigerarbeit, bleihaltigen Producten und Erzen in Krummöfen auf silberaltiges Kupferblei (Saigerstücke) und einen silberärmeren Stein verchmolzen. Der letztere wird wieder in der nämlichen Weise behandelt, ährend die Kupfer-Blei-Silber-Legirung ausgesaigert wird, wobei man Werkblei und bleihaltiges Kupfer, sog. Kienstöcke, erhält. Die Kienstöcke werden anstatt des Schwarzkupfers bei der weiteren Entsilberung des Steins zugesetzt. Durch vielfache Wiederholung der Operationen erhält man einerseits Kupfer, andererseits Werkblei mit dem grössten Theile des Silbers.

Dieses Verfahren, welches sich nur für silberhaltigen Kupferstein bzw. für silberhaltige Kupfererze eignet, ist eine mit dem Rohschmelzen und der Verbleiung verbundene Saigerung. Dasselbe gewährt eine vollständigere Entsilberung als die Saigerung und liefert auch ein reineres Kupfer als dieser letztere Prozess, dagegen ist es sehr verwickelt und kostspielig.

Der Kupferauflösungsprozess sowohl wie der Abdarrprozess haben nur in Ungarn und Tyrol in Anwendung gestanden. Beide Prozesse werden aber schon seit längerer Zeit wegen der Langwierigkeit und Kostspieligkeit derselben nicht mehr ausgeführt.

Herstellung von Werkblei aus Speisen.

Silberhaltige Speisen können sowohl durch Einrühren derselben in Blei als auch durch wiederholtes Schmelzen mit bleiischen Vorschlägen bis zu einem gewissen Grade entsilbert werden. Vor der Verbleiung bedürfen sie einer gründlichen Abröstung, um Antimon und Arsen nach Möglichkeit zu entfernen.

Man erhält Werkblei und silberärmere Speisen. Zur Ueberführung des Kupfergehaltes und eines Theiles des Silbergehaltes derselben in einen Stein setzt man auch Pyrit zu. Zur Concentration des Nickel- und Kobaltgehaltes der Speise wird dieselbe wiederholt mit Pyrit oder Kupfersteinen nach jedesmaliger vorgängiger Röstung verschmolzen.

---

[1]) Karsten, System der Metallurgie. Bd. 5, S. 563.

Davies[1]) behandelt geschmolzene Speise in Mengen von $^1/_2$ t mit 20 bis 25 % Blei in einem mit einem feuerfesten Futter versehenen Converter aus Eisenblech, welcher die Gestalt eines liegenden Cylinders hat. 3 bis 4 Minuten lang wird gepresste Luft (17 Unzen Pressung) vermittelst eines Rohres von 0,0063 m Durchmesser durch die geschmolzenen Massen geleitet, um das Blei in innige Berührung mit der Speise zu bringen und einen Theil des Arsens zu oxydiren. Alsdann wird der Converter umgekehrt. Die flüssigen Massen entleeren sich hierbei in einen Schlackentopf. Die entsilberte Speise, welche auf dem Blei schwimmt, wird in Krusten von dem ersteren abgehoben. Nach der Entfernung der Speise wird das Blei abgestochen. Dieser Prozess soll auf den Eureka Consolidated works bei Eureka, Staat Nevada, günstige Ergebnisse geliefert haben. Dem Verfasser erscheint diese Art der Entsilberung der Speise in ökonomischer Hinsicht doch etwas fragwürdig, da doch sicherlich eine erhebliche Menge Blei oxydirt und durch das Futter verschlackt wird.

Das Verbleien der Speise ist ein unvollkommener Prozess, welcher vielfach durch die Entsilberung derselben auf nassem Wege verdrängt worden ist.

Die Herstellung von Werkblei aus Legirungen.

Von den Legirungen, aus welchen das Silber mit Hülfe von Blei ausgezogen wird, kommt nur die Legirung des Kupfers mit Silber in Betracht. Diese Legirung wird als silberhaltiges Schwarzkupfer oder Rohkupfer auf den Hüttenwerken erhalten.

Die Verbleiung von Kupfer-Silber-Legirungen kann sowohl durch Einträuken derselben in ein Bleibad als auch durch den sog. Saigerprozess geschehen.

Das Einträuken ist ein sehr unvollkommener, schon längst durch den nassen Weg verdrängter Entsilberungsprozess. Man hat wohl silberhaltige Kupfermünzen in das Bleibad eines Treibofens eingeträuukt. Hierbei ging das Kupfer in die Glätte und musste beim Verfrischen derselben gewonnen werden. Diese Art des Einträukens ist mit grossen Kupfer- und Silberverlusten verbunden und wird nicht mehr ausgeführt.

Der Saigerprozess ist gleichfalls ein veralteter Prozess, welcher indess früher zur Gewinnung des Silbers aus Kupfer-Silber-Legirungen in allgemeiner Anwendung stand und daher nachstehend des Näheren dargelegt werden soll.

Der Saigerprozess.

Wird silberhaltiges Kupfer mit Blei zusammengeschmolzen, so bildet sich eine Blei-Kupfer-Silber-Legirung. Ist das Blei in dieser Legirung in einem bestimmten Verhältnisse zum Kupfer vorhanden, so ist es möglich,

[1]) Engineering and Mining Journal, June 30. 1888.

h Erhitzen der erstarrten Legirung bis zu einer bestimmten Temperatur grösseren Theil des Bleis mit Silber legirt in flüssigem Zustande von Kupfer abzuscheiden. Ein Theil Silber und ein Theil Blei bleiben n Kupfer, während ein kleiner Theil Kupfer in das abschmelzende Blei rgeht. Durch ein abermaliges Erhitzen der Legirung bei Luftzutritt t sich der grösste Theil des zurückgebliebenen Silbers in Verbindung Blei, Bleioxyd und Kupferoxydul aus derselben ausschmelzen.

Auf diesen Vorgängen beruht der Saigerprozess, welcher, früher in emeiner Anwendung, gegenwärtig aber wegen der mit demselben verbunen Nachtheile nirgends mehr ausgeführt wird. Diese Nachtheile sind rächtliche Verluste an Blei, Silber (21 %) und Kupfer und grosse sten in Folge der vielen durch die Verarbeitung der Zwischenerzeugnisse rbeigeführten Nacharbeiten.

Die Ausführung des Prozesses umfasst

1. die Herstellung der Blei-Kupfer-Silber-Legirung oder das Frischen, bestehend in einem Zusammenschmelzen des silberhaltigen Kupfers mit Blei in Schachtöfen,
2. die Scheidung der Legirung in silberhaltiges Blei und in eine an Blei und Silber ärmere Kupfer-Blei-Silber-Legirung oder das Saigern, bestehend in einer Aussaigerung des silberhaltigen Bleis aus der Legirung auf dem Saigerheerd,
3. die Entfernung des Restes von Blei und Silber aus der Legirung oder das Darren, bestehend in einem weiteren Aussaigern von silberhaltigem Blei in Gestalt von Blei-Silber-Legirung und von Oxyden des Kupfers und Bleis durch Erhitzen der beim Aussaigern verbliebenen Legirung in einem Flammofen (Darrofen) bei Luftzutritt.

Hierzu tritt noch das Gaarmachen der gedarrten Legirung und die rarbeitung der Zwischenproducte.

Das Frischen.

Das zu frischende Kupfer wendet man entweder in der Gestalt von inen Stücken, welche man durch Zerschlagen der Kupferscheiben in hendem Zustande hergestellt hat, oder in der Form von Granalien an.

Als Schachtöfen dienen Krummöfen mit Spurofenzustellung. Das i wendet man entweder im metallischen Zustande oder in der Form Glätte an, welche letztere im Schachtofen zu Blei reducirt wird. Errungsmässig dürfen nicht mehr wie 11 Theile Blei auf 3 Theile Kupfer eschlagen werden, weil andernfalls beim Saigern zu viel Kupfer in das rkblei übergeführt wird. Andrerseits dürfen auf 1 Theil Silber nicht er 500 Theile Blei vorgeschlagen werden, weil andernfalls zu viel Silber m Kupfer zurückbleibt. Ist das Kupfer so arm an Silber, dass bei ehaltung des gedachten Bleizuschlages für das Silber das Verhältniss 11 Th. Blei auf 3 Th. Kupfer überstiegen werden müsste, so benutzt

man Werkblei von der Saigerung, um das richtige Verhältniss des Bl zum Kupfer herzustellen. Geht dagegen der Silbergehalt des Kupfers üb 0,6 % hinaus, so muss die Saigerung wiederholt werden. Man erhält al dann silberärmeres Blei, welches indess wieder zur Entsilberung neu Mengen von Kupfer benutzt werden kann.

Das Verhältniss von 3 Kupfer zu 11 Blei entspricht nahezu d Formel Cu Pb (3 : 9,8).

Bei der Wichtigkeit der Innehaltung dieses Verhältnisses richtet ma den Betrieb so ein, dass sich immer nur die zur Bildung eines Frisch stückes, einer 8—9 cm dicken Scheibe der Legirung, erforderliche Meng von Blei und Kupfer im flüssigen Zustande im Ofen befindet. Zuer trägt man den Brennstoff und eine gewisse Menge Schlacke in de Ofen ein. Zeigt sich die flüssige Schlacke, so wird das Rohkupfer zu ersten Frischstücke aufgegeben. Ist dasselbe im Ofen rothglühend g worden (nach 4—5 Minuten), so wird die vorher abgewogene Menge vo Blei zugesetzt. Sobald die gebildete flüssige Legirung in den Vorheer getreten ist, wo sie von der Schlacke bedeckt wird, giebt man wiede Brennstoff, Schlacke und das zur Bildung des zweiten Frischstückes abge wogene Kupfer in den Ofen, worauf dann wieder eine abgewogene Meng Blei folgt. Bei gutem Gange der Arbeit folgt alle 7—8 Minuten ein neue Frischstück. Ausser Frischstücken erhält man bei der Arbeit Schlack mit 40 bis 60 % Blei und 3 bis 5 % Kupfer.

Bei Anwendung von Glätte anstatt des Bleis lässt man die Arbei langsamer gehen, damit die Reduction der Glätte ungehindert erfolge kann. Andernfalls erhält man zu viele und zu reiche Schlacke.

Das Saigern.

Dieser Prozess wird bei Luftabschluss ausgeführt, weil sich andern falls das Blei der im flüssigen Zustande sich abscheidenden Blei-Silber Legirung oxydiren würde. In einem Flammofen lässt sich die Operation nicht gut ausführen. Man wendet desshalb für dieselbe einen eigenartige Apparat, den sog. Saigerheerd, an.

Im Wesentlichen besteht der in Figur 306 dargestellte Saigerheerd au zwei 2 m langen und 60 cm hohen Wänden aus Mauerwerk S, welche gege einander geneigt und oben abgeschrägt sind, den sog. Saigerbänken, sowi aus der kurzen, mit einem senkrechten Zugcanal versehenen Hinterwand h Die Saigerbänke sind an ihren abgeschrägten Enden mit Gusseisenplatte c, den sog. Saigerschwarten, belegt. Zwischen diesen Saigerschwarte bleibt nur eine schmale Ritze, die sog. Saigerritze, frei. Der Boden de Heerdes wird durch eine von der Rückwand aus nach vorne geneigt Rinne aus Gusseisen oder Mauerwerk, die sog. Saigergasse, d gebilde welche in eine vor dem Heerde liegende Vertiefung, die sog. Bleigrube, endigt. Die Frischstücke werden in der Zahl von 6 bis 8 in kurzen En fernungen von einander auf die Saigerschwarten gestellt. Die Zwischen

räume zwischen denselben werden mit Holzkohlen ausgefüllt. Ebenso werden um die Frischstücke herum Holzkohlen angehäuft. Alsdann werden mit Zuglöchern versehene Bleche, die sog. Saigerbleche, rings um die Kohlen gelegt.

Durch Einbringen eines Holzfeuers in die Saigergasse werden die Holzkohlen entzündet. In Folge der Hitze, welche einer sehr sorgfältigen Regulirung bedarf, trennt sich das silberhaltige Blei von dem Kupfer der Frischstücke, rinnt durch die Saigerritze auf die Sohle der Saigergasse und fliesst in den am Ende derselben befindlichen Heerd. Das ausgesaigerte Blei nennt man Saigerblei, während die Stücke der zurückbleibenden festen Legirung „Kienstöcke" genannt werden. Da der Zutritt der Luft beim Saigern nicht ganz ausgeschlossen werden kann, so bildet sich auch ein zusammengeschmolzenes Gemisch von Bleioxyd und Kupferoxydul,



Fig. 306.

welches man Saigerkrätze oder Saigerdörner nennt. Die Menge dieser Saigerdörner wächst mit zunehmender Temperatur. Wenn das Ausfliessen des Bleis aufhört, ist die Saigerung beendigt. Man zieht dann die glühenden Kohlen zwischen den Kienstöcken heraus und kühlt dieselben durch Besprengen mit Wasser ab. Das Saigerblei enthält 2 bis 3 % Kupfer, während die Kienstöcke 25 bis 35 % Blei zurückhalten. Von dem Silbergehalte der Frischstücke gehen bei gutem Betriebe 87 % in das Saigerblei über, während 13 % in den Kienstöcken zurückbleiben.

Das Saigerblei kommt, wenn es einen hinreichenden Silbergehalt hat, zum Abtreiben. Andernfalls wird es beim Frischen verwendet.

Die Kienstöcke werden behufs weiterer Entsilberung und Entbleiung dem „Darren" unterworfen. Die Saigerdörner werden entweder beim Kupferfrischen mit verschmolzen oder mit anderweiten Nebenerzeugnissen des Saigerprozesses auf sog. Krätzfrischstücke verschmolzen.

Das Darren

ist eine Fortsetzung der Saigerarbeit und hat den Zweck, die Kienstöcke so viel als möglich von Blei und Silber zu befreien.

Man würde diesen Zweck auch durch Fortsetzung des Saigerns erreichen können. Da indess die Arbeit auf dem Saigerheerd sehr kostspielig ist, so zieht man es vor, das Darren in grösseren Oefen, in Flammöfen auszuführen. Die Flammöfen geben eine grössere Production als die Saigerheerde und erfordern wenigen und rohen Brennstoff. Da in diesen Oefen der Luftzutritt nicht ausgeschlossen ist, so erhält man das Blei zum grösseren Theile im oxydirten Zustande. Diese Oxydation würde indess auch bei der Aussaigerung der Kienstöcke auf Saigerheerden eintreten, weil auch hier für die Aussaigerung der Kienstöcke eine hohe, die Oxydation des Bleis und Kupfers befördernde Temperatur erforderlich ist.

Der Darrofen ist ein Flammofen, in dessen Erhitzungsraum mehrere parallele Mauern, die sog. Darrbänke, aufgeführt sind. Zwischen den Darrbänken befinden sich Canäle, die sog. Darrgassen, deren Sohle, die Darrsohle, entweder aus Gestübbe oder aus Gusseisenplatten besteht und eine Neigung nach der Vorderseite des Ofens hat. Jede Darrgasse ist mit einem Zugcanale in der Hinterseite des Ofens verbunden, welcher in eine Esse mündet. Die Feuerung findet entweder in den Darrgassen oder auf Rosten zu beiden Seiten des Erhitzungsraumes statt. Die Vorderseite des Erhitzungsraumes wird durch eine Schiebethüre gebildet, welche in Leitungen aus Eisen gehoben bzw. gesenkt werden kann.

In den nachstehenden Figuren 307 und 308 ist ein Darrofen mit Rostfeuerung dargestellt. Es bedeuten: pp die beiden Roste, a die Darrbänke, b die Darrgassen, c die Darrsohle, d die Schiebethüre, h die Zugcanäle.

Die Kienstöcke werden so auf die Darrbänke gestellt, dass sie Zwischenräume zwischen sich lassen, durch welche die heisse Luft durchziehen kann.

Den Raum bis zur Decke des flachen Ofengewölbes füllt man mit Stücken von zerbrochenen Kienstöcken so aus, dass gleichfalls der Luftzutritt nicht gehindert ist. Dann wird die Schiebethüre herabgelassen und ein nach und nach zu verstärkendes Feuer (Holzfeuer) in den Darrgassen bzw. auf den Rosten angezündet. Zuerst tropft Blei, nach kurzer Zeit aber ein Gemisch von Bleioxyd und Kupferoxydul, der sog. „Darrrost“, in die Darrgasse nieder, wo er erstarrt und aus welcher er zeitweise entfernt wird.

Der Prozess des Darrens beruht, wie die Saigerung, darauf, dass das Blei einen niedrigeren Schmelzpunkt besitzt als das Kupfer und daher von der Oberfläche der Kienstöcke im metallischen oder oxydirten Zustande abtropft. Das zurückgebliebene Blei setzt sich, wie Karsten sagt, mit der ganzen Masse des Kupfers wieder in das Gleichgewicht, welches durch Abtropfen von weiterem Blei wieder gestört wird u. s. f.

Der **Darrrost** enthält 75 bis 85 % Bleioxyd und 4 bis 8 % Kupfer-
l neben wechselnden Mengen von Kieselsäure und Thonerde, welche
m Mauerwerk und aus der Sohle des Ofens aufgenommen worden
Die fest gebliebenen Theile der Kienstöcke nennt man **Darrlinge**.
ben werden nach Beendigung des Darrens (welches gegen 24 Stunden
) in glühendem Zustande aus dem Ofen geholt und in einen mit

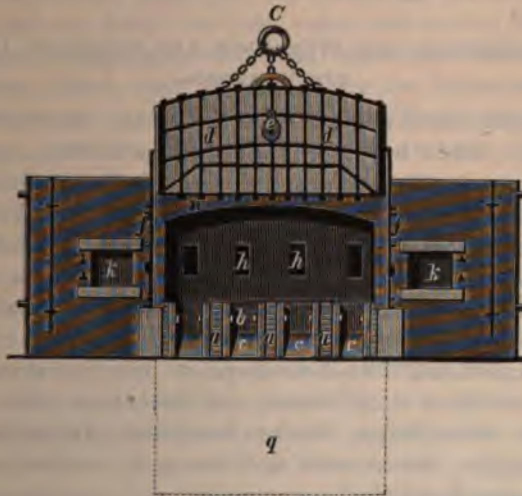


Fig. 307.



Fig. 308.

r gefüllten Sumpf gelegt. Nach dem Erkalten derselben wird die
, soweit sie nicht durch das rasche Abkühlen abgesprungen ist, mit
eines Spitzhammers entfernt. Diese Rinde ist ein silberhaltiges
ch von Bleioxyd und Kupferoxydul und führt den Namen „**Pick-
fer**".

Der Darrrost und die Pickschiefer werden im Krummofen auf ein
rhaltiges Werkblei verschmolzen.

Das Darren

ist eine Fortsetzung der Saigerarbeit und hat
so viel als möglich von Blei und Silber zu
Man würde diesen Zweck auch durch
reichen können. Da indess die Arbeit
spielig ist, so zieht man es vor, das Darr
öfen auszuführen. Die Flammöfen geb
Saigerheerde und erfordern wenigen
Oefen der Luftzutritt nicht ausgeschl
grösseren Theile im oxydirten Zust
auch bei der Aussaigerung der Ki
weil auch hier für die Aussaigerung
dation des Bleis und Kupfers bef
Der Darrofen ist ein Flamm
parallele Mauern, die sog. Darrbä
bänken befinden sich Canäle, d
sohle, entweder aus Gestübbe o
Neigung nach der Vorderseit
einem Zugcanale in der Hi
Esse mündet. Die Feuer
Rosten zu beiden Seiten
Erhitzungsraumes wird
tungen aus Eisen geh
In den nachsteh
feuerung dargestellt.
b die Darrgassen.
Die Kienstöck
Zwischenräume zwi
ziehen kann.
Den Raum
Stücken von zerbroch
zutritt nicht gehinder
ein nach und nach
bzw. auf den Ro
aber ein Gemisch
in die Darrgasse
fernt wird.
Der Prozess
Blei einen niedri
der Oberfläche
abtropft. Das
ganzen Masse
Abtropfen von

... Oxyd erhält, welches erst mit erheblichen ... werden muss.

... Prozess beruht auf der Zerlegung des Werkbleis in ... eine silberreiche Flüssigkeit durch langsames Ab... Werkbleis, kann aber das Silber höchstens bis ... anreichern.

... prozess beruht auf der Entfernung des Silbers aus dem ... mit Hülfe von Zink, wobei man ein aus Blei, Zink und ... Legirungsgemisch und silberarmes Blei erhält. Das ... liefert nach der Entfernung des Zinks aus demselben ... Legirung, welche hinsichtlich ihres Silbergehaltes nicht an so ... gebunden ist wie die Bleisilberlegirung vom Pattinson-

... Zinkprozess liefert das Handelsblei in viel kürzerer Zeit und ... als der Pattinson-Prozess, bringt Silber und Blei vollständiger ... eine höhere Anreicherung des Silbers im Blei oder Zink ... geringeren Kosten ausführbar als der Pattinson-Prozess.

... wird daher grundsätzlich zur Anreicherung des Silbers in einer Menge von Legirung den Zinkprozess anwenden und den Pattinson- ... noch an solchen Orten ausführen, wo örtliche Verhältnisse ...nahme bedingen. Diese Regel gilt natürlich nur so lange, als ... Preis des Zinks in vernünftigen Grenzen hält. Erreicht der Zink...ne übertriebene Höhe, so kann der Pattinson-Prozess wieder vor...er werden als der Zinkprozess.

Der Pattinson-Prozess

...auf der 1833 von Pattinson entdeckten Thatsache, dass sich ge...enes silberhaltiges Blei durch langsames Abkühlen desselben in ...lberreichen flüssigen und in einen silberarmen festen Theil, welcher ...stallen besteht, zerlegen lässt. Der silberreiche Theil lässt sich ...bkühlen in einen noch silberreicheren flüssigen Theil und in silber... Krystalle zerlegen. Durch weitere Behandlung des silberreichen ... in gleicher Weise kann man den Silbergehalt desselben bis auf ...ringen. Darüber hinaus ist eine Anreicherung des Silbers nicht ...möglich, weil sich Krystalle und Flüssigkeit nicht mehr scharf ... lassen und nahezu den gleichen Silbergehalt besitzen.

...erden die silberarmen Krystalle eingeschmolzen, so lässt sich die ... Flüssigkeit wieder in silberärmere Krystalle und in eine silber... Flüssigkeit zerlegen. Die erhaltenen Krystalle lassen sich durch ... dieser Behandlung in silberarmes Blei verwandeln. Man ... aus wirthschaftlichen Gründen mit dem Entarmen der Krystalle ... 1 % Silbergehalt herunter.

... durch den Pattinson-Prozess, dessen Theorie ... Werkblei in einen bis 2,5 % Silber ent-

ystem mit Zwischenkrystallen. Bei dem letzteren System scheidet an den Kesselinhalt in mehr als zwei Theile, gewöhnlich in drei Theile, mlich in arme Krystalle, in silberreichere Zwischenkrystalle und in utterlauge und zerlegt dann jeden dieser Theile für sich weiter.

Die Ausführung des Pattinson-Verfahrens geschieht in Gefässen aus usseisen oder Gussstahl.

Die Trennung der Krystalle von der Flüssigkeit geschieht entweder durch Ausheben der letzteren aus den Krystallisirgefässen mittelst andarbeit oder durch Abzapfen der Flüssigkeit von den Krystallen. Im rsteren Falle bleibt die Mutterlauge in den Krystallisirgefässen zurück, ährend in dem letzteren Falle die Krystalle in diesen Gefässen verleiben.

Die Abscheidung der Krystalle aus der Flüssigkeit und die Trennung er letzteren von den Krystallen lässt sich durch Umrühren der Massen mit Hülfe von Rührvorrichtungen oder durch Einleiten von Wasserdampf n dieselben befördern.

Nach der Art der Trennung von Lauge und Krystallen haben wir u unterscheiden:

1. Das Verfahren mit Ausheben der Krystalle und Ausschöpfen der Mutterlaugen oder das Aushebeverfahren.
2. Das Verfahren mit Liegenlassen der Krystalle und Abzapfen der Mutterlaugen oder das Abzapfverfahren.

Das Aushebeverfahren oder das gewöhnliche Pattinson-Verfahren wird ewöhnlich nur mit Handarbeit betrieben, während beim Abzapfverfahren mechanische Rührvorrichtungen oder Wasserdampf angewendet werden.

Die Kosten des Aushebeverfahrens stellen sich höher als die Kosten des Abzapfverfahrens. Das erstere wird daher gegenwärtig nur noch ausnahmsweise angewendet.

Das Aushebeverfahren oder das gewöhnliche Pattinsonniren

wird in halbkugelförmigen Kesseln aus Gusseisen ausgeführt. Dieselben besitzen gewöhnlich einen Durchmesser von 1,5 bis 2,2 m, eine Tiefe von 0,89 bis 0,94 m und eine Wandstärke von 33 bis 78 mm am Boden, von 26 bis 52 mm im oberen Theile und fassen 10 bis 15 t Blei. Die Kessel sind gewöhnlich mit ihrem oberen, nach aussen vorspringenden schmalen Rande in einen auf dem Mauerwerk des Ofens ruhenden Eisenkranz eingehängt.

Die Einrichtung derartiger Kessel, wie sie früher auf der Hütte zu Lautenthal im Harz für das Pattinsonniren mit Handbetrieb angewendet wurden und $12\frac{1}{2}$ t Blei fassen, ist aus den Figuren 309, 310 und 311 ersichtlich.

K sind die Kessel und A die zugehörigen Roste. Die auf dem Roste urch Verbrennen von Steinkohlen erzeugte Flamme heizt zuerst den Boden



Fig. 309.



Fig. 310.



Kessels, steigt dann durch eine in der ringförmigen Mauer m angebrachte Oeffnung o in den ringförmigen Canal v, umspült, indem sie denselben durchzieht, den oberen Theil der Kesselwandung, tritt am Ende des Canals in den absteigenden Canal y und gelangt am Ende desselben in den horizontalen Canal z und aus diesem in die Esse oder in einen gemeinschaftlichen Essencanal.

Je nach der Art des Verfahrens der Theilung des geschmolzenen Bleis in Lauge und Krystalle sind bis 24 solcher Kessel in einer Reihe aufgestellt und bilden eine sog. „Batterie".

Zuerst wird das in die Kessel eingesetzte Blei eingeschmolzen. Dann werden die auf der Oberfläche des Metallbades sich ausscheidenden Krätzen, die sog. Schlicker, abgezogen. Wenn erforderlich, wird noch eine weitere Reinigung des Bleis durch „Polen" vorgenommen. Ist das Blei von den Verunreinigungen befreit, so wird das Feuer vom Roste entfernt (gewöhnlich wird es auf den Rost des Nachbarkessels gebracht) und das Metallbad wird vorsichtig mit Wasser besprengt. In Folge der hierdurch bewirkten langsamen Abkühlung entstehen am Rande und an der Oberfläche des Metallbades Krusten, welche zur Herbeiführung einer gleichmässigen Abkühlung wieder in dasselbe eingerührt werden. Sobald die Oberfläche des Bades uneben wird und die flüssige Masse eine breiartige Beschaffenheit annimmt, ist die Krystallbildung eingetreten, und man beginnt nun mit dem Ausschöpfen der Krystalle. Dasselbe geschieht durch zwei Arbeiter mit Hülfe einer durchlöcherten Kelle, manchmal auch von zwei gegenüberliegenden Seiten des Kessels aus durch vier Arbeiter.

Je nachdem man nun die Drittel- oder Achtelmethode anwendet, schöpft man $^2/_3$ oder $^7/_8$ des Kesselinhalts an Krystallen aus. Das Volum der übergeschöpften Krystalle stellt man mit Hülfe eines auf den Kesselrand aufgesetzten, rechtwinklig geformten Maasses fest.

Das im Kessel zurückbleibende angereicherte Drittel oder Achtel der ursprünglichen Kesselfüllung wird bei Anwendung der Drittelmethode in den Nachbarkessel an der anderen Seite des Einsatzkessels geschöpft, bei Anwendung der Achtelmethode erforderlichen Falles in Formen gegossen.

Die bei dieser Betriebsweise erzeugten Krystalle sind kleine, mit einer Ecke aufgewachsene Octaëder von gestreckter Gestalt, welche, da sie nur in einer Richtung fortwuchsen, das Ansehen langer vierseitiger Pyramiden besitzen.

Zu den übergeschöpften Krystallen wird nun eine solche Menge Blei von dem nämlichen Silbergehalt zugesetzt, dass eine volle Kesselfüllung entsteht. Bei Anwendung des Drittelsystems muss also $^1/_3$ einer Kesselfüllung an Blei, bei der Anwendung des Achtelsystems $^1/_8$ einer Kesselfüllung an Blei zugesetzt werden. Zu der in dem Kessel verbliebenen Mutterlauge müssen $^2/_3$ bzw. (bei Anwendung des Achtelsystems) $^7/_8$ einer Kesselfüllung an Blei von dem nämlichen Silbergehalte zugesetzt werden.

33*

Ist dies geschehen, so wird mit den so hergestellten vollen Kesselfüllungen in der nämlichen Weise verfahren, wie mit dem Einsatzblei.

Bei Anwendung des Drittelsystems hat man bei erreichtem normalen Betriebe die ganze Menge des silberhaltigen Bleis stets in den Kesseln, deren Zahl bis 15 geht.

Hat man Blei von verschiedenen Gehalten an Silber zur Verfügung, so werden sich leicht volle Kesselfüllungen herstellen lassen. Andernfalls muss, wie der Metallurge sagt, die Batterie auf den normalen oder tiefsten Stand gebracht werden, indem man sich durch Ueberkrystallisiren verschiedener Bleimengen die verschiedenen Bleisorten mit den erforderlichen Silbergehalten herstellt. Bei normalem Betriebe trägt man Werkblei von einem bestimmten Gehalte in den Einsatzkessel ein und erhält an dem einen Ende der Batterie Armblei, am anderen Ende derselben Reichblei von einem bestimmten Silbergehalte.

Beim Achtelsystem arbeitet man mit 2 bis 6 Kesseln. Bei demselben kann man nicht, wie bei dem Drittelsystem, ununterbrochen auf Blei mit dem nämlichen Silbergehalte arbeiten. Man ist vielmehr gezwungen, sich von Zeit zu Zeit das nöthige Material für die Kesselfüllungen von verschiedenen Silbergehalten, die sog. „Reserven“, in grösseren Mengen herzustellen. Sind die nöthigen Mengen von Reserven vorhanden, so kann man eine Zeit lang auf Armblei bzw. Reichblei arbeiten, worauf dann wieder das Arbeiten auf Reserven folgt.

Das Achtelsystem hat daher, obwohl man weniger Kessel nöthig hat und schneller zu Reichblei gelangt als beim Drittelsystem, den Nachtheil, dass man einen Theil des bei den verschiedenen Schmelzungen erhaltenen Bleis (von mittlerem Silbergehalte) nicht sofort weiter verarbeiten kann, sondern dasselbe so lange aufbewahren muss, bis sich die erforderlichen Kesselfüllungen davon angehäuft haben.

Zur Erläuterung des Pattinsonnirens mit Handbetrieb sei nachstehend eine schematische Darstellung des Drittelsystems zur Entsilberung von Freiberger Frischblei mit 0,02 % Silbergehalt bei Anwendung einer Batterie von 14 Kesseln aufgeführt. Hierbei ist vorausgesetzt, dass Blei von verschiedenen Silbergehalten zur Ergänzung der Kesselfüllungen zur Verfügung steht.

In dem Schema bedeutet die Zahl 3 eine volle Kesselfüllung von 10 t, die Zahl 2 = $^2/_3$ einer Kesselfüllung, die Zahl 1 = $^1/_3$ einer Kesselfüllung. Die Zahlen 1 bis 14 am Kopfe des Schemas bedeuten die Nummern der verschiedenen Kessel. Das Zeichen + bedeutet das Zusatzblei aus den Vorräthen.

Der Einsatz des Werkbleis mit 0,02 % Silber erfolgt im siebenten Kessel. Nach dem Einschmelzen des Einsatzes werden $^2/_3$ der Füllung an Krystallen in den Kessel 8 übergeschöpft, während das zurückgebliebene $^1/_3$ Flüssigkeit in den Kessel No. 6 ausgekellt wird. Um nun in den Kesseln 6 und 8 eine neue Krystallisation herbeiführen zu können, setzt

den 6. Kessel $^2/_3$ der Füllung und in den 8. Kessel $^1/_3$ der Füllung von gleichem Silbergehalte aus den Vorräthen zu. Man schmilzt Füllungen dieser beiden Kessel ein und schöpft aus dem Kessel $_3$ = 6,5 t Krystalle in den Kessel No 7 und $^1/_3$ = 3,5 t Mutter- den Kessel No. 5; aus dem Kessel No. 8 dagegen 6,5 t Krystalle Kessel No. 9 und 3,5 t Mutterlauge in den Kessel No. 7. Der No. 7 hat auf diese Weise wieder eine volle Füllung erhalten, l die Kessel No. 5 und 9 durch Zusatz von 6,5 t bzw. 3,5 t Blei n entsprechenden Silbergehalten wieder zu vollen Kesselfüllungen werden. Es können jetzt die Kessel No. 5, 7 und 9 krystalli- Alsdann folgen die Kessel 4, 6, 8 und 10. Bei Fortsetzung des

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
						3							
					1 +2 3		2 +1 3						
				1 +2 3		2 1 3		2 +1 3					
			1 +2 3		2 1 3		2 1 3		2 +1 3				
Reichblei		1 +2 3		2 1 3		2 1 3		2 1 3		2 +1 3			Armblei
	1 +2 3		2 1 3		2 1 3		2 1 3		2 1 3		2 +1 3		
1		2 1 3		2 1 3		2 1 3		2 1 3		2 1 3		2 +1 3	2

llisirenlassens nach diesem Modus erhält man schliesslich Armblei)02 % Silber und Reichblei mit mindestens 1,5 % Silber[1]).

Gegenwärtig entarmt man in Freiberg das Blei nur bis auf 0,10 % und unterwirft das letztere der Zinkentsilberung.)

Wie sich aus dem Schema ersehen lässt, kommen abwechselnd die ahligen und die ungeradzahligen Kessel der ganzen Reihe zur Kry- tion.

In der Praxis nun finden mancherlei Abweichungen von diesem a statt, sowohl hinsichtlich der Wahl des Einsatzkessels wie der der Krystallisationen und der Zahl der gleichzeitig in Arbeit zu

[1]) Plattner-Richter's Vorlesungen 2, S. 248.

nehmenden Kessel. Die Wahl des Einsatzkessels und die Zahl der forderlichen Krystallisationen hängen vom Silbergehalte des Bleis ab. silberreicheren Bleien erfolgt der Einsatz des Urwerkbleis in den dri oder vierten Kessel (vom linken Ende der Kesselreihe an gerechnet), dass man schon durch wenige Krystallisationen (und Ueberschöpfen links) Reichblei erhält. Dagegen ist eine grössere Anzahl von Krystalli sationen erforderlich, bis man (im letzten Kessel rechts) Armblei erh

Bei silberarmen Bleien erhält man dagegen wieder schneller Arml

Die sämmtlichen gerad- oder ungeradzahligen Kessel einer Batt nimmt man nur selten gleichzeitig in Arbeit, weil die hierzu erfor lichen grossen Mengen von Werkblei gewöhnlich nicht vorhanden ausserdem zahlreiche Bedienungsmannschaften hierzu erforderlich Gewöhnlich wird desshalb die Krystallisation nur in einer beschränk Anzahl von Kesseln vorgenommen und dann mit einer gleichen An von Kesseln, welche allmählich ihre volle Füllung erhalten, fortgesetzt.

Zur Controle des regelrechten Verlaufes des Prozesses muss Zeit zu Zeit der Silbergehalt der einzelnen Kesselfüllungen ermittelt werd Ergiebt sich hierbei, dass der Silbergehalt nach dem Armkessel zu unre mässig abnimmt, oder ist, wie der Metallurge sich ausdrückt, ein „A dämmen“ der Batterie eingetreten, so muss jede einzelne Füllung v Armkessel bis wenigstens zum Einsatzkessel in den vorhergehenden Ke zurückgeschöpft werden, ehe die Krystallisation wieder beginnen kann.

Unter 0,002 % Silbergehalt des Armbleis geht man, wie erwäh aus ökonomischen Gründen nicht herunter. Nur bei der Darstellung v Probirblei, welche in einer Batterie von 24 Kesseln ausgeführt wird, g man bis zum Verschwinden des Silbergehaltes herunter.

Bei Anwendung des Achtelsystems arbeitet man mit Batterien v bis 6 Kesseln, meistens aber von 2 Kesseln. Auch arbeiten wohl mehr dieser Batterien gleichzeitig, so dass immer Blei von verschiedenen G halten an Silber zur Vervollständigung der Kesselfüllungen vorhanden i

Bei Anwendung einer Batterie von 2 Kesseln werden nach dem Ei schmelzen des Bleis $^{7}/_{8}$ Krystalle in den zweiten Kessel übergeschöp während die Mutterlauge in Formen ausgeschöpft wird. Zu den $^{7}/_{8}$ Kr stallen setzt man $^{1}/_{8}$ Blei gleichen Silbergehaltes aus den Vorräth schmilzt die so gebildete Kesselfüllung ein und bringt dann $^{7}/_{8}$ Krystal in den ersten Kessel, während die Mutterlauge als Reserve in Formen g gossen wird. Man wiederholt dieses Verfahren des Ueberschöpfens d Krystalle und des Ausschöpfens der Mutterlauge so lange, bis man hi reichend entsilbertes Blei erhält. Das aufbewahrte, an Silber angereicher Blei wird nun auf die gewünschte Höhe des Silbergehaltes gebracht, s bald volle Kesselfüllungen von demselben vorhanden sind. Zu den Krystallen, welche übergeschöpft werden, setzt man wieder Blei v gleichem Silbergehalte aus den Vorräthen zu.

Bei Anwendung dieser Methode muss man, um sich die n

prozess verdrängt. In den Vereinigten Staaten von Nord-Amerika, welche in der letzten Zeit so grosse Fortschritte in der Verarbeitung des silberhaltigen Bleis gemacht haben, ist dieses Verfahren überhaupt nicht zur Anwendung gekommen.

In Freiberg ist das Pattinson-Verfahren mit dem Zinkprozess combinirt. Diese Combination ist durch den Wismuthgehalt der silberhaltigen Bleie vorgeschrieben. Das frühere Pattinson-Verfahren der Entarmung des Bleis auf 0,001 % Silber ist auch dort abgeworfen, indem das Blei gegenwärtig nur auf 0,10 % Silber entarmt und dann mit Hülfe des Zinkprozesses weiter entsilbert wird.

Das Abzapf-Verfahren.

Bei dem Abzapfverfahren ist die menschliche Arbeitskraft zum grössten Theil durch Maschinenkraft oder durch die directe Kraft von gespanntem Wasserdampf ersetzt. Das Einschmelzen und das Krystallisiren geschieht nicht, wie beim Aushebeverfahren, in dem nämlichen Gefässe, sondern in verschiedenen Gefässen. Je nach der Art des Umrührens der Massen in den Krystallisirgefässen unterscheidet man

1. das mechanische Pattinson-Verfahren, bei welchem das Umrühren der Massen durch Maschinen geschieht und
2. den Rozan-Prozess, bei welchem das Umrühren durch gespannten Wasserdampf geschieht.

Das mechanische Pattinson-Verfahren.

Die Vorrichtung zur Ausführung dieses Verfahrens ist in den sechsziger Jahren von Boudehen angegeben und in Rouen und Stolberg eingeführt worden. Dieselbe besteht aus einem oder zwei Einschmelzkesseln und aus dem Krystallisirkessel.

Der Einschmelzkessel liegt in einem höheren Niveau als der Krystallisirkessel und unterscheidet sich nur dadurch von dem gewöhnlichen Pattinson-Kessel, dass er am Boden mit einem durch einen Hebelschieber zu verschliessenden bzw. zu öffnenden Abzapfrohr versehen ist, durch welches das flüssige Blei in den Krystallisirkessel abgelassen werden kann. Sind zwei Einschmelzkessel vorhanden, so liegen dieselben in gleicher Höhe nebeneinander.

Die Einrichtung des Krystallisirkessels ist aus den Figuren 312 und 313 ersichtlich. Derselbe ist ein aus Gusseisen hergestellter stehender Cylinder a von 1,26 m Höhe und 0,94 m Durchmesser, welcher durch die Abhitze von der Feuerung der Einschmelzkessel geheizt wird. Die betreffenden Feuergase gelangen durch den Canal k bei geöffnetem Schieber s unter den Krystallisirkessel. Falls die Feuergase nicht benutzt werden sollen, wird der Canal k durch den Schieber s geschlossen und die Gase werden direct in die Esse geführt.

In dem Krystallisircylinder sind zwei Rührvorrichtungen angebracht, che sich in entgegengesetzten Richtungen bewegen. Die eine derselben ein an einer hohlen stehenden bis zum oberen Ende des Cylinders reichen- Welle w angebrachter, mit kurzen Armen versehener gusseiserner hmen r. Die zweite Rührvorrichtung ist eine durch die gedachte hohle lle hindurchgehende, auf dem Boden des Cylinders stehende massive lle m, an welcher eine Reihe übereinander befindlicher bis nahe an die ipherie des gedachten Rahmens reichender Rührarme x angebracht sind.

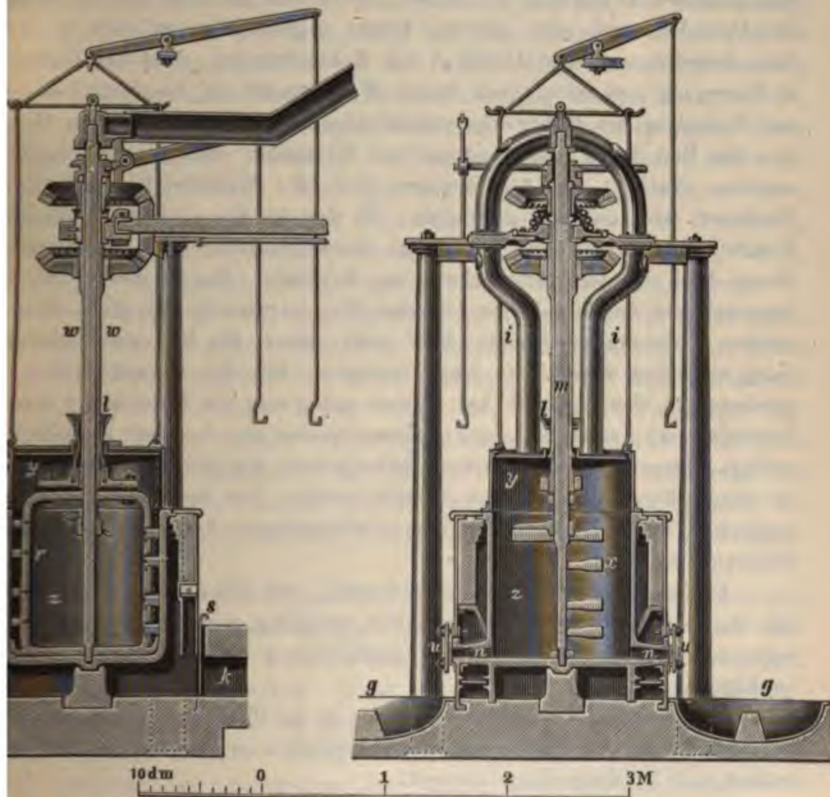


Fig. 312. Fig. 313.

ide Wellen werden durch Zahnradgetriebe bewegt. An seinem oberen de ist der Cylinder durch einen beweglichen Deckel y verschliessbar. ber diesem Deckel befinden sich Röhren i, durch welche etwaige Blei- mpfe entweichen können. Am Boden des Cylinders befinden sich zwei t Hebelschiebern versehene Rohre n zum Ablassen des flüssigen Bleis w. der Mutterlaugen in eiserne, mit Ringzapfen versehene Giessformen g. s diesen Formen wird das erstarrte Blei mit Hülfe eines Krahns heraus- hoben und kann durch denselben direct in die Einschmelzkessel eingesetzt

werden. Zur Einführung von Kühlwasser auf das Metallbad befindet sich ein mit einer Rinne versehenes Gefäss l über dem Deckel des Cylinders.

Der Betrieb wird geführt wie folgt.

Das Blei wird zuerst im Einschmelzkessel verflüssigt und dann nach dem Wegschieben des Hebelschiebers in den durch die Feuergase des Einschmelzkessels erhitzten Krystallisirkessel abgelassen. Ist das geschehen, so werden die Feuergase des Einschmelzkessels durch Herablassen des gedachten Schiebers von dem erhitzten Krystallisirkessel abgesperrt. Um eine raschere Abkühlung zu erzielen, setzt man zu dem Blei im Krystallisir-Cylinder noch eine gewisse Menge ungeschmolzenen Bleis zu. Alsdann bedeckt man das Metallbad mit Koksstückchen, setzt das Rührwerk in Bewegung und leitet einen feinen Wasserstrahl auf das Metallbad. Die zur Bewegung des Rührwerks aufzuwendende Kraft muss in dem Maasse, wie das Bad durch Ausscheidung von Krystallen steifer wird, vermehrt werden. Nach 1 bis $1\frac{1}{4}$ Stunden (bei 10 t Werkblei Einsatz und 4 t Nachsatz) wird das Blei abgezapft. Zu den im Kessel zurückgebliebenen Krystallen setzt man eine der Menge des abgezapften Bleis entsprechende Menge Blei von dem Silbergehalte der Krystalle. Durch dieses im Einschmelzkessel bereit gehaltene flüssige Blei werden die Krystalle ohne besondere Feuerung verflüssigt. Man setzt daher das Rührwerk wieder in Gang und lässt dasselbe so lange umlaufen, bis die Krystallisation den gewünschten Grad erreicht hat. Dann zapft man die Mutterlauge von den Krystallen ab, setzt zu den letzteren wieder die zu einer Kesselfüllung nöthige Menge Blei von gleichem Silbergehalte wie die Krystalle und fährt in dieser Weise fort, bis man Armblei erhält. Das Reichblei wird in der nämlichen Weise behandelt, bis man Mutterlaugen von dem gewünschten Silbergehalte erhält.

Es ist selbstverständlich erforderlich, dass bei diesem Verfahren Blei von den verschiedensten Silbergehalten vorräthig gehalten wird, um dasselbe zur Vervollständigung der Kesselfüllungen den Krystallen zusetzen zu können.

Man wendet bei diesem Verfahren in der Regel das Drittelsystem an, indem man $\frac{2}{3}$ des Einsatzes an Krystallen in den Krystallisirkesseln belässt und $\frac{1}{3}$ Mutterlauge abzapft.

Nach Gruner wurden in Rouen in Frankreich, wo das Verfahren früher in Anwendung stand, bei Einsätzen von 9 und 12 t und bei 8 bis 12 Pferden Betriebskraft in 24 Stunden 10 bis 12 Krystallisationen ausgeführt. Der Silbergehalt des Urwerkbleis betrug 0,04 %. Man verbrauchte 15 bis 16 % Steinkohlen vom Gewichte des zu entsilbernden Bleis zum Schmelzen und beim ganzen Betriebe einschliesslich der Betriebskraft 25 %.

In Holzappel, wo das Verfahren gleichfalls früher im Betrieb stand, stellte man Reichblei von 2,4 % Silbergehalt und Armblei von 0,0036 % Silbergehalt her.

Das beschriebene Verfahren stellt sich erheblich billiger als das Verfahren mit Handarbeit, dagegen theurer als das Rozan-Verfahren und noch viel theurer als der Zinkprozess. Es ist daher auch durch den letzteren verdrängt worden und wird gegenwärtig wohl kaum noch ausgeführt.

Der Rozan-Prozess.

Dieses Verfahren, nach seinen Erfindern auch Luce- und Rozan-Prozess genannt, beruht auf der Anwendung von gespanntem Wasserdampf zum Umrühren des Metallbades. Da durch das Einleiten von Wasserdampf in die geschmolzenen Massen das Blei mit der atmosphärischen Luft in vielfache Berührung gebracht wird, so findet auch ein verhältnissmässig rasches Abkühlen desselben und eine Ausscheidung fremder Bestandtheile, soweit dieselbe bei der niedrigen Temperatur des geschmolzenen Bleis überhaupt möglich ist, besonders von Kupfer, statt. Man kann daher gewisse Bleisorten, welche beim gewöhnlichen Pattinson-Verfahren einer Raffination bedürfen, direct dem Rozan-Verfahren unterwerfen. Am besten eignen sich für dieses Verfahren Bleisorten mit nicht über $^2/_3$ % Verunreinigungen. Andernfalls ist es besser, dieselben vorher zu raffiniren.

Die bei diesem Verfahren angewendeten Apparate bestehen aus einem oder zwei nebeneinander aufgestellten Einschmelzkesseln und aus einem unter denselben aufgestellten Krystallisirkessel. Die Einschmelzkessel sowohl wie der Krystallisirkessel haben ihre besondere Feuerung. Der Krystallisirkessel ist ähnlich eingerichtet wie der Krystallisirkessel beim mechanischen Pattinsoniren, nur hat er anstatt des Rührwerks ein Dampfeinleitungsrohr, welches am Boden in denselben eingeführt ist. Die Spannung des eingeführten Wasserdampfes beträgt gegen drei Atmosphären.

Die Einrichtung des Apparates, wie er zu St. Louis les Marseille bei Marseille in Anwendung steht, ist aus den Figuren 314 und 315 ersichtlich. C ist der durch die Rostfeuerung E geheizte Schmelzkessel, welcher 9 bis 10 t Blei fasst. k ist der bis 16 t Blei fassende Krystallisirkessel, welcher durch die Rostfeuerung r geheizt wird. c ist das mit einem Schieberverschluss versehene Ablassrohr des Einschmelzkessels, durch welches das geschmolzene Blei in den Krystallisirkessel abgelassen wird. v ist das Rohr zum Einleiten von Wasserdampf in den Krystallisirkessel. Zur besseren Vertheilung des Wasserdampfes im Metallbade ist über der Mündung des Rohres eine Gusseisenplatte p festgeschraubt. Das Ablassen der Mutterlauge aus dem Krystallisirkessel geschieht durch die beiden mit Schieberverschluss versehenen Rohre y. Durch dieselben fliesst das Blei in die mit Ringzapfen versehenen Pfannen P. Aus denselben wird das Blei vermittelst eines Krahns ausgehoben und erforderlichen Falles in den Einschmelzkessel eingesetzt. Auf dem Krystallisir-
[illegible] ndet sich ein aus einzelnen Segmenten bestehender Deckel t.
[illegible] lben lassen sich einzeln abheben, so dass man in der

Lage ist, den Verlauf des Prozesses beobachten und die sich bildenden Ansätze losstossen zu können.

Die Einrichtung des zu Przibram in Böhmen in Anwendung stehenden Apparates ist aus den Figuren 316, 317 und 318 ersichtlich. A ist der im schachtförmigen Heizraume R auf Mauerfüssen x x und auf der ringförmigen Mauer y ruhende 20 t Blei fassende Krystallisirkessel. Ueber

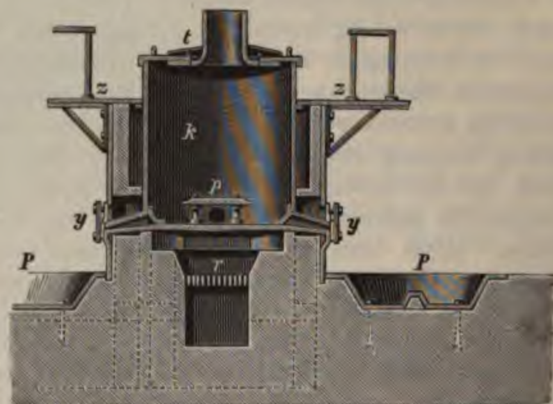


Fig. 314.

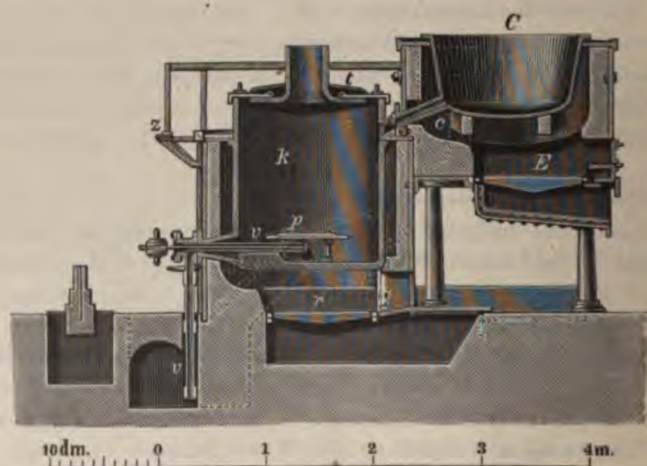


Fig. 315.

demselben befinden sich zwei Einschmelzkessel B, in welchen das zu entsilbernde Blei in Mengen von je 7 t eingeschmolzen wird. Das eingeschmolzene Blei wird aus diesen Pfannen in den Entsilberungskessel eingeführt. Zu diesem Zwecke werden dieselben mit Hülfe eines Krahns so gekippt, dass das Blei durch die Rinne m in den gedachten Kessel fliesst. k ist der Rost, dessen Feuergase den Boden und die Seitenwände des

sels unterhalb der ringförmigen Eisenplatte n umspülen und dann in Canal o fallen. Der über der Platte n befindliche Theil des Kessels d durch die Feuergase, welche zur Heizung der Einschmelzkessel ge-

Fig. 316.

Fig. 317.

nt haben, erhitzt. Dieselben ziehen von den Rosten l unter die Einmelzkessel und gelangen dann durch den Canal w zu dem Krystallisirsel, umspülen denselben oberhalb der Platte n im Canale z und ziehen

am Ende desselben in den Canal p und dann in den Essencanal. Durch das Rohr e wird Wasserdampf in den Kessel gepresst, welcher sich unter der Platte d vertheilt. f ist eine mit 2 Arbeitsöffnungen versehene Haube aus Eisenblech, aus welcher der in den Kessel geleitete Wasserdampf ausströmt.

Dieselbe ist mit einem Mantel, gleichfalls aus Eisenblech, umgeben. In den hierdurch gebildeten Raum zwischen beiden Mänteln kann man nach dem Ausziehen des Schiebers q Feuergase einlassen. Dieselben erhitzen den inneren Mantel derartig, dass die Ansätze von Blei, welche durch den Wasserdampf gegen denselben geschleudert worden sind, abschmelzen und in das Bleibad zurückfliessen. Die Feuergase ziehen durch das Rohr z' in den Canal y bzw. in den Essencanal.

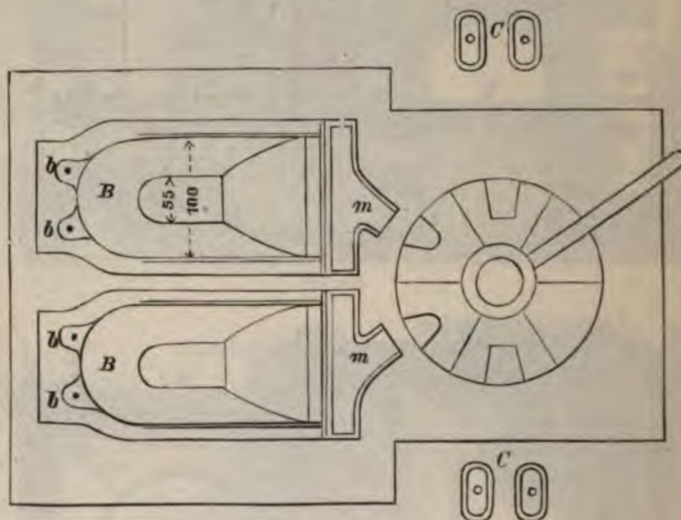


Fig. 318.

Das Ablassen der Mutterlauge geschieht durch die beiden mit Schiebern (Frictionsplatten) versehenen Rohre h, welche während des Ablassens des Bleis durch die Feuerungen i und i' geheizt werden.

Man wendet beim Rozan-Prozess gewöhnlich das Drittelsystem in gleicher Weise wie beim mechanischen Pattinsoniren an und erhält Reichblei mit 1,6 bis 2 % Silber und Armblei mit 0,001 bis 0,003 % Silber.

Die Ausführung des Prozesses geschieht wie folgt.

Das Blei wird im Einschmelzkessel eingeschmolzen, von den Schlickern gereinigt und dann in den Krystallisirkessel abgelassen, in welchem durch einen Dampfstrahl von 3 Atmosphären Spannung das flüssige Blei mit den Krystallen, welche von der vorigen Operation im Kessel vorhanden sind, gehörig vermischt wird, so dass dieselben rasch verflüssigt werden. Nach der Verflüssigung der Masse lässt man die

rystallisation eintreten, indem man das Feuer unter dem Kessel egnimmt und einen feinen Wasserstrahl auf das Metallbad leitet. Sobald ich $^2/_3$ der Masse an Krystallen ausgeschieden haben, entfernt man die xydschicht von der Oberfläche des Metallbades und zapft das angeeicherte Blei ab. In dem Einschmelzkessel hat man unterdessen soviel Blei von dem Silbergehalte der Krystalle eingeschmolzen, dass man durch Ablassen desselben zu den Krystallen wieder eine volle Kesselfüllung erhält. Man setzt nun diese Operation so lange fort, bis man Armblei erhält. Auch hier ist man gezwungen, sich durch besondere Krystallisationen die erforderlichen Mengen von Zusatzblei von verschiedenen Silbergehalten zu erzeugen.

Der Prozess steht in Anwendung in England (New-Castle), in Frankreich (St. Louis les Marseille), Spanien (Carthagena), in Böhmen (Przibram), in den Vereinigten Staaten von Nord-Amerika zu Eureka, Staat Nevada.

In St. Louis les Marseille werden spanische Bleie mit $^3/_4$ % Verunreinigungen (darunter $^1/_2$ % Antimon) ohne vorgängiges Raffiniren des Bleis bis auf 1,8 % Silber angereichert. Griechische Bleie mit 5 % Verunreinigungen (2,5 % Sb, 1 % As, 0,5 % Cu) sowie Bleie von Pontgibaud mit 3,2 % Sb, 0,3 % Cu und viel Arsen bedurften einer vorgängigen Raffination und liessen nur eine Anreicherung auf 1,6 % Silber zu. Im Durchschnitte wurden mit Blei von 0,1230 % Silbergehalt bei einem Einsatz von 13 bis 16 t in 24 Stunden 13 Operationen ausgeführt und 6 bis 7 t Kaufblei mit 0,001 bis 0,002 % Silbergehalt erzeugt. Für eine Operation wurden 120 kg Kohlen verbraucht und zwar 92 kg unter den Kesseln und 28 kg für die Erzeugung des Dampfes. Auf 1 t Blei wurden 200 kg Oxyde gebildet. Dieselben scheiden sich theils auf der Oberfläche des Metallbades aus, theils werden sie von dem Wasserdampf fortgerissen und in Condensationskammern aufgefangen. Diese Oxyde bestehen hauptsächlich aus Bleioxyd. Der Bleiverlust beträgt 2,1 %, der Silberverlust 1,5 % gegen die Probe. Die Gesammtkosten pro t Blei betragen 25,85 Fr. Beim Pattinsoniren mit Handbetrieb betrug der Bleiverlust 3 %, der Silberverlust 1,5 %; die Gesammtkosten pro t Werkblei betrugen hier 46,54 Fr.

In Przibram in Böhmen wird das Werkblei zur Entfernung des bis 0,10 % betragenden Kupfergehaltes vor dem Pattinsoniren gesaigert. Der Krystallisirkessel fasst 20 t Blei, die beiden Einschmelzkessel je 7 t. In 24 Stunden werden 6 bis 7 Operationen ausgeführt. Das Einschmelzen des Bleis erfordert 3 Stunden Zeit, das Krystallisiren 1 Stunde. Man erhält Reichblei mit 1,3 % Silber und Armblei mit 0,001 % Silber. Auf 100 Theile zu verarbeitenden Werkbleis werden 20 Theile Steinkohlen verbraucht. Das Armblei hält noch Antimon zurück und wird desshalb einer Raffination im Flammofen unterworfen. Man erhält von 100 Gew.-Theilen

	Werkblei	Silber im Werkblei	Blei im Werkblei
Reichblei	42,99	97,36	42,58
Armblei	44,76	0,17	45,01
Bleidreck	3,02	0,61	3,03
Krätzen	9,94	1,45	8,04
Flugstaub	0,46	0,07	0,35

Der Rozan-Prozess ist die billigste Art des Pattinsonirens und daher sowohl dem Pattinsoniren mit Handbetrieb als auch dem mechanis Pattinsoniren vorzuziehen. Die Arbeitslöhne und der Brennstoffverbr sind viel geringer als beim gewöhnlichen Pattinsoniren und geringer beim mechanischen Pattinsoniren. Auch ist die Menge der Schlicker Krätzen geringer als bei den gedachten beiden Prozessen.

Der Zinkprozess.

Schmilzt man silberhaltiges Blei ein, legt auf das geschmolzene eine gewisse Menge Zink ($1\frac{1}{2}$ bis 2 % von dem Gewichte des Bl erhitzt dann das Metallbad bis zum Schmelzen des Zinks und rührt geschmolzene Zink gleichmässig in das Metallbad ein, so scheidet s sobald man die Temperatur erniedrigt, auf der Oberfläche des Metallba eine schaumige Kruste aus. Dieselbe ist ein leichter als das geschmolz Blei erstarrendes Legirungsgemisch von Blei, Zink und Silber, welc den Gesammtsilbergehalt aus dem silberhaltigen Blei in sich aufgenomt hat. Dasselbe kann ohne Schwierigkeiten von dem nun silberfreien Met bade entfernt werden.

Nach einer grossen Zahl von jahrelang hindurch ausgeführten suchen von Roessler und Edelmann löst geschmolzenes Blei Z und geschmolzenes Zink Blei auf und zwar umsomehr, je höher Temperatur ist. Ist nun mehr Zink bzw. Blei vorhanden, als der nahmefähigkeit des einen Metalles für das andere bei der betreffen Temperatur entspricht, so scheidet sich der Ueberschuss des betreffen Metalles aus. Die Experimentatoren fanden, dass bei Temperatu zwischen 350° und 650° das Blei zwischen 0,6 und 3 % Zink aufzuneh im Stande ist, während das Zink 1,7 bis 5,6 % seines Gewichtes an aufnehmen kann. Sie erhielten beim Zusammenschmelzen von 100 Blei und 10 kg Zink bei

350° : 99,9 kg Blei mit 0,6 kg Zink und 9,4 kg Zink mit 0,1 kg
450° : 99,8 - - - 1 - - - 9 - - - 0,2 -
550° : 99,7 - - - 2 - - - 8 - - - 0,3 -
650° : 99,6 - - - 3 - - - 7 - - - 0,4 -

Ferner fanden sie den Schmelzpunkt einer Legirung von

90 Zink und 10 Silber zu 450°
80 - - 20 - - 550°
70 - - 30 - - 650°

Hiernach bleiben beim Einrühren von Zink in silberhaltiges Blei ıer 0,6 % Zink an das Blei gebunden und scheiden sich beim Erkalten Metallbades nicht aus, während der Rest des Zinks mit dem Silber einem gewissen Theile von Blei an die Oberfläche tritt.

Aus dem Legirungsgemisch lässt sich das Zink durch Destillation, ch Oxydation, durch Verschlackung vollständig entfernen, so dass nur er und Blei zurückbleiben, während sich andererseits aus dem enterten Blei das Zink durch Oxydation entfernen lässt.

Man ist daher in der Lage, durch den Zinkprozess das silberhaltige in einen silberreichen und in einen silberarmen Theil zerlegen zu nen.

Die Anreicherung des Silbers im Blei treibt man gewöhnlich nicht r 12 % Silbergehalt, während man die Entarmung des Bleis an Silber 0,0005 % Silbergehalt des Armbleis bringt. Nun ist es aber auch h den neuerlichen Entdeckungen von Roessler und Edelmann möglich orden, den grössten Theil des Silbers im silberhaltigen Blei mit Hülfe Zinkprozesses in eine Zinksilber-Legirung mit nur wenig Blei überihren und aus derselben mit Hülfe von Schwefelsäure oder mit Hülfe Elektrolyse das Silber zu gewinnen. Dieser Prozess wird weiter unten h Darlegung der Anreicherung des Silbers im Blei mit Hülfe des Zinkzesses besprochen werden.

Das Princip des Zinkprozesses wurde 1842 von Karsten festgestellt. ess gaben die Versuche, dasselbe zur Trennung von Blei und Silber Grossen nutzbar zu machen, lange Zeit hindurch kein befriedigendes ebniss. Einerseits wollte es nicht gelingen, das Silber ohne grosse allverluste aus dem Legirungsgemisch von Zink, Blei und Silber zu innen, andererseits liess sich das vom entsilberten Blei zurückgehaltene k nur mit grossen Kosten und Schwierigkeiten aus dem Blei entfernen. hdem zuerst Parkes (1850 bis 1852) den Zinkprozess in England Grossen zur Ausführung gebracht hatte, folgten in der zweiten Hälfte sechsziger Jahre die Hüttenwerke der Eifel (Rheinland), nachdem sie oben dargelegten Hindernisse glücklich überwunden hatten. Von hier nun hat sich der Zinkprozess seit Ende der sechsziger Jahre Bahn rochen und in Folge seiner Vorzüge den Pattinson-Prozess fast vollıdig verdrängt. Die Vorzüge desselben vor dem Pattinson-Prozess l ein höheres Silber- und Bleiausbringen, ein rascherer Verlauf des zesses, so dass man schneller zu Handelsblei kommt, die Erzeugung es reineren Handelsbleis und die Erzielung eines an Silber höher aneicherten Bleis, ein geringerer Brennstoffverbrauch und weniger Benungsmannschaft.

Beim Zinkprozess entarmt man das silberhaltige Blei bis auf 0,0005 %, m Pattinson-Prozess dagegen nur bis auf 0,002 %. Das Reichblei ngt man beim Zinkprozess ohne Schwierigkeit bis auf 12 % und mehr bergehalt, beim Pattinson-Prozess dagegen nicht über $2^1/_2$ % Silber.

Von den Körpern, welche im Blei enthalten sind, geht das Kupfer beim Zinkprozess vollständig an das Zink über. Es ist daher ein besonderer Vorzug des Zinkprozesses, dass er kupferfreies oder nur sehr geringe Mengen Kupfer enthaltendes Handelsblei liefert.

Das Gold geht vollständig an das Zink über und sammelt sich mit dem Kupfer in dem zuerst zugesetzten Zink an. Es ist daher möglich, beim Zusatz einer verhältnissmässig geringen Menge Zink zum Werkblei den Goldgehalt des silberhaltigen Bleis mit einer verhältnissmässig geringen Menge Silber in der sich zuerst ausscheidenden Kruste des Legirungsgemisches anzusammeln und die letztere auf güldisches Silber zu verarbeiten.

Nickel und Kobalt gehen gleichfalls in das Zink über.

Antimon verbleibt beim Blei. Wenn es in grösseren Mengen vorhanden ist, hält es Silber im Blei zurück. In Mengen bis 0,7 % indess ist es ohne Nachtheil für den Zinkprozess.

Arsen und Zinn verbleiben gleichfalls beim Blei. Das Arsen verzögert die Entsilberung und verhindert eine gute Trennung des silberhaltigen Legirungsgemisches von dem Blei.

Wismuth verbleibt beim Blei.

Hiernach veranlassen Kupfer, Nickel und Kobalt, da sie an das Zink gehen, einen hohen Verbrauch an diesem Metalle, während Antimon, Arsen und Zinn, da sie im Blei verbleiben, die Reinigung desselben nach erfolgter Entsilberung vertheuern und erschweren. Es ist daher erforderlich, Bleisorten, welche grössere Mengen dieser verunreinigenden Elemente enthalten, vor dem Zinkprozess zu reinigen. Bleisorten, welche nur geringe Mengen von Kupfer und bis 0,7 % Antimon enthalten, bedürfen keiner vorgängigen Reinigung, indem das Kupfer während des Entsilberns durch das Zink entfernt wird, das Antimon sich nach erfolgter Entsilberung durch ein oxydirendes Schmelzen mit dem Zink, welches das Blei bei der Entsilberung aufgenommen hat, entfernen lässt.

Das Wismuth, welches beim Blei verbleibt, lässt sich nicht durch Saigern oder Raffiniren aus dem Blei entfernen, da es weder, wie das Kupfer, schwer schmelzbare Legirungen mit dem Blei bildet, noch, wie Arsen, Antimon, Zinn durch Oxydation aus dem Blei zu entfernen ist. Die Entfernung desselben aus dem silberhaltigen Blei ist nur möglich durch Zerlegung des Werkbleis mit Hülfe des Pattinson-Prozesses in einen silberreichen treibwürdigen Theil und in einen silberärmeren Theil. Das Wismuth hat nämlich die Eigenschaft, bei dem Pattinson-Verfahren sich verhältnissmässig schnell in dem silberreicheren Theile des Bleis anzusammeln, so dass das Werkblei bei der Abnahme des Silbergehaltes bis zu einer gewissen Grenze wismuthfrei ist. Diese Grenze ist bei dem Freiberger Blei, welches mit 0,4 bis 0,8 % Silber in den Pattinson-Prozess eintritt, bei 0,1 % Silber erreicht. Man verbindet desshalb in Freiberg im Interesse der Reinigung des Bleis sowohl als zum Zwecke der Wismuthgewinnung den Pattinson-Prozess mit dem Zinkprozess.

Die Anreicherung des Silbers im Blei durch den Zinkprozess zerfällt in zwei Hauptoperationen, nämlich

1. die Zerlegung des silberhaltigen Bleis in silberarmes Blei und in ein Legirungsgemisch von Blei, Zink und Silber,
2. die Verwandlung des Legirungsgemisches in silberreiches Blei.

1. Die Zerlegung des silberhaltigen Bleis in silberarmes Blei und in ein Legirungsgemisch von Blei, Zink und Silber.

Bei unreinen Werkbleien geht der Zerlegung des silberhaltigen Bleis in silberarmes Blei und in ein Legirungsgemisch von Blei, Zink und Silber ein Raffiniren des Bleis voraus.

Das entsilberte Blei muss unter allen Umständen zur Entfernung des Zinks und, falls es antimonhaltig war, auch zur Entfernung des Antimons raffinirt werden.

Das bei der Zerlegung des silberhaltigen Bleis erhaltene Legirungsgemisch ist noch mit einem erheblichen Theile Blei gemischt. Vor der weiteren Verarbeitung desselben sucht man ihm daher durch Saigerung einen grossen Theil des Bleigehaltes zu entziehen.

Diese verschiedenen Operationen: das Raffiniren des silberhaltigen Bleis, die eigentliche Entsilberung desselben, das Aussaigern von Blei aus dem Legirungsgemisch und das Raffiniren (Entzinken) des entsilberten Bleis, verbindet man im Interesse der Ersparung von Transportkosten derartig mit einander, dass sie in einem System zusammenhängender Apparate ausgeführt werden, durch welche das Blei in flüssigem Zustande hindurchgehen kann, ohne dass, abgesehen von dem Einbringen desselben in den ersten Apparat, eine Hebung desselben erforderlich ist.

Das Raffiniren des Werkbleis, bzw. bei hohem Kupfergehalte das dem Raffiniren vorhergehende Saigern, wird, wie S. 447 des Näheren dargelegt ist, in Flammöfen ausgeführt. Die eigentliche Entsilberung geschieht in Kesseln aus Gusseisen, seltener aus Gussstahl. Das Aussaigern des Bleis aus dem Legirungsgemisch wird in Kesseln oder Pfannen aus Gusseisen vorgenommen, während das Raffiniren des entsilberten Bleis, wie bereits beim Blei dargelegt worden ist, in Flammöfen oder in Kesseln aus Gusseisen oder Gussstahl geschieht.

Im Interesse der Ersparung von Transportkosten ist es nun am besten, die gedachten Apparate terrassenförmig untereinander zu legen. Falls ein Raffiniren des Werkbleis erforderlich ist, wird man den Raffinirofen auf die oberste Stufe der Terrasse setzen. Auf die nächst untere Stufe wird man die Entsilberungskessel und Saigerkessel legen, auf der weiteren Stufe nach unten wird man die Flammöfen oder Kessel zum Raffiniren des entsilberten Bleis aufstellen. Eine Stufe tiefer wird man die Kessel zur Aufnahme des entsilberten Bleis anbringen und auf einer noch tieferen Stufe die Formen, in welche das Blei abgehebert wird, aufstellen.

Die Einrichtung einer nach diesen Grundsätzen errichteten Anlage, wie sie in den **Vereinigten Staaten von Nord-Amerika**, wo unreine Bleie dem Zinkprozess unterworfen werden, die Regel bildet, mit 30 t-Kesseln ergiebt sich aus den nachstehenden Figuren 319 und 320[1]).

a sind die Raffiniröfen für das Werkblei, b die auf der nächst tieferen Stufe aufgestellten Entsilberungskessel mit den daneben liegenden Saigerkesseln c und den Kesseln d zur Aufnahme des ausgesaigerten Bleis, e die Oefen für das Raffiniren des entsilberten Bleis, f die Kessel zur Aufnahme des entsilberten Bleis; g ist der Raum, in welchem die Formen für das Blei aufgestellt sind (Lead Pit) und h ist der Raum zum Verwiegen des Handelsbleis. Die Zufuhr des zu entsilbernden Bleis erfolgt auf dem

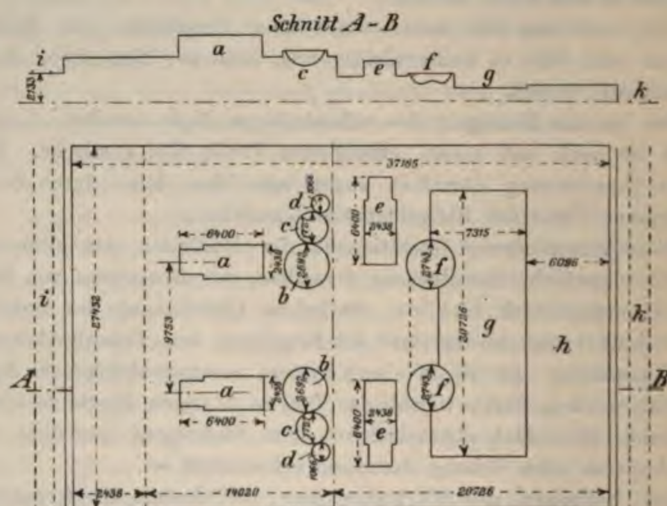


Fig. 319 und 320.

Schienengeleise i, die Abfuhr des entsilberten Bleis auf dem Schienengeleise k.

Anstatt in Flammöfen wird auch das Raffiniren des entsilberten Bleis in Kesseln vorgenommen. In diesem Falle befinden sich anstatt der Flammöfen e die Raffinirkessel auf der betreffenden Stufe der Terrasse. Man giebt indess gegenwärtig in den Vereinigten Staaten allgemein dem Raffiniren in Flammöfen den Vorzug vor dem Raffiniren in Kesseln, weil die letzteren nur kurze Zeit halten.

Sind die gedachten Apparate in einer **Ebene** angelegt, wie man es auf dem Continent häufig bei Werkbleisorten findet, welche eines Raffinirens vor der Entsilberung nicht bedürfen, so erfolgt das Raffiniren des entsilberten Bleis in den nämlichen Kesseln, in welchen die Entsilberung

[1]) The Metallurgy of Lead by H. O. Hofman.

stattfindet und das Aussaigern des Bleis in den neben den Entsilberungskesseln befindlichen Kesseln. Das raffinirte entsilberte Blei (Handelsblei) muss in diesem Falle, falls eine tiefere Stufe für das Abhebern desselben nicht zu Gebote steht, mit Hülfe der Rösing'schen Bleipumpe aus dem Kessel ausgepumpt werden.

Bei terrassenförmiger Anlage der Apparate wird an Arbeitslöhnen gespart, und die Leistungsfähigkeit der Anlage ist grösser als bei der Anordnung derselben in einer Ebene. Grundsätzlich ist derselben daher der Vorzug vor der Anordnung der Apparate in einer Ebene zu geben, ganz besonders im Falle der Nothwendigkeit des Raffinirens des Werkbleis vor der Entsilberung.

Die Zerlegung des silberhaltigen Bleis wird, wie schon erwähnt, in Kesseln aus Gusseisen oder Gussstahl von der Gestalt der beim Pattinsoniren mit Handbetrieb angewendeten Kessel ausgeführt. In vielen Fällen hat man auf dem Continent die Pattinsoniranstalten mit Handbetrieb ohne Weiteres als Anstalten für die Ausführung des Zinkprozesses benutzt. Die Grösse der Kessel schwankt zwischen $12\frac{1}{2}$ und 55 t Fassungskraft für Werkblei. Auf dem Continente geht man gewöhnlich nicht über 25 t, während in den Vereinigten Staaten von Nord-Amerika die Kessel nicht unter 30 t Fassungsraum erhalten. Man hat dort auch Kessel von elliptischer Gestalt gegossen, wie auf der Entsilberungsanstalt der Omaha and Grant Smelting and Refining Company zu Omaha, Staat Nebraska. Dieselben fassen 48 t Einsatz. Von anderen grösseren Kesseln mit kreisrundem Horizontalquerschnitt seien erwähnt die neueren Kessel auf den Balbach works bei Newark, Staat New-Yersey, mit 50 t Einsatz, zu Cheltenham bei St. Louis mit 38 t Einsatz, auf den National works bei Chicago mit 35 t Einsatz, auf den Werken bei Pittsburgh mit 50 t Einsatz. Von Kesseln mit kleinen Einsätzen seien erwähnt Lautenthal, Altenau und Oker mit $12\frac{1}{2}$ t Einsatz, Friedrichshütte, O.-S. mit 14 t Einsatz, die rheinischen Entsilberungsanstalten mit 20 t Einsatz.

Die Kessel mit grösseren Einsätzen sind den Kesseln mit kleineren Einsätzen vorzuziehen, da man bei Anwendung derselben an Brennstoff und ganz besonders an Arbeitslohn spart. Eine Kesselfüllung von 30 t dürfte bei etagenförmiger Anordnung der Kessel eine gute Mitte halten. Soll das entsilberte Blei in Kesseln durch Wasserdampf raffinirt werden, so geht man mit der Fassungskraft des Kessels nicht über 25 t hinaus.

Die Tiefe der Kessel macht man 0,914 bis 1 m tief, während der Durchmesser von der Fassungskraft derselben abhängt. Beispielsweise hat ein Kessel von 30 t Fassungskraft eineTiefe von 1 m und einen lichten Durchmesser in seinem obersten Theile von 2,692 m. Ein elliptischer Kessel von 55 t Fassungskraft ist 0,990 m tief, 3,657 m i. L. lang und 2,133 m i. L. weit. Die Eisenstärke der Kessel hat man wohl am Boden grösser als im oberen Theile gemacht — beispielsweise am Boden 0,050 bis 0,0635 m, im oberen Theile 0,038 bis 0,050 m —, gegenwärtig dagegen

macht man sie gewöhnlich in allen Theilen gleich stark und geht s über 0,038—0,040 m Dicke. Kessel von dieser Stärke halten bei fortwäh dem Betriebe 1—$1^1/_2$ Jahre, vorausgesetzt, dass sie nur zur Entsilbe dienen und nicht höheren Temperaturen ausgesetzt werden. Dienen auch zum Raffiniren des entsilberten Bleis, so ist ihre Dauer bei unre Bleisorten eine sehr beschränkte (30 bis 60 Einsätze).

Kessel aus Gussstahl wendet man nur an, wenn auch das Raffin des entsilberten Bleis in denselben ausgeführt wird, z. B. zu Friedrichsh in Oberschlesien. Daselbst halten Kessel aus Tiegelstahl (Entsilbern Raffiniren des entsilberten Bleis) 250 bis 270 Einsätze, Kessel aus Mar stahl 120 bis 150 Einsätze aus. Diese ausserordentliche Dauerhaftig der Stahlkessel ist auf anderen Hüttenwerken (z. B. zu Hoboken bei A

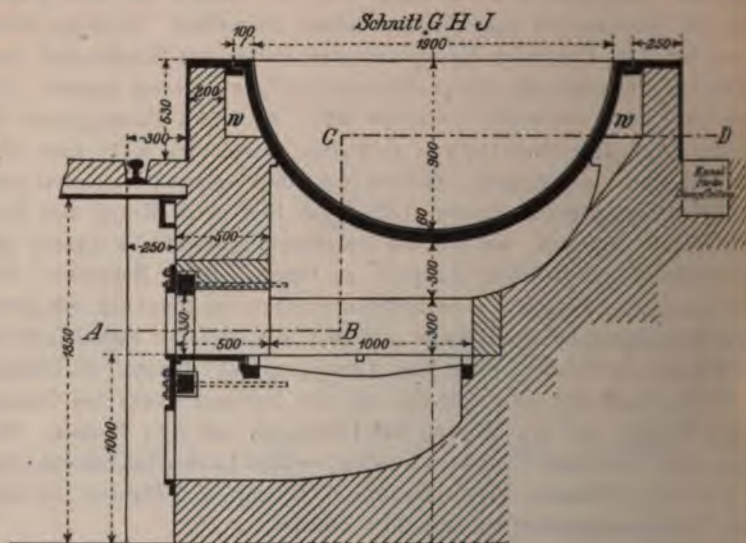


Fig. 321.

werpen) nicht erreicht worden und dürfte durch die Natur des Friedri hütter Werkbleis, welches nur einen sehr geringen Antimongehalt bedingt sein.

Die Einmauerung der Kessel ist bereits beim Raffiniren des Bleis beim Pattinson-Verfahren (S. 442) durch Figuren erläutert worden.

Die genauere Einrichtung eines Kessels mit Feuerung, wie er auf Lautenthaler Hütte im Oberharz in Anwendung steht, ist aus Figuren 321 bis 324 ersichtlich. In den Kesseln dieser Art, welch einer Ebene angeordnet sind, werden nur $12^1/_2$ t auf ein Mal entsilber

Die stufenförmige Anordnung der Entsilberungs- und Raffi Apparate ist aus den nachstehenden Figuren 325 bis 328, welche Freiberger Anlage darstellen, ersichtlich.

Die beiden Entsilberungskessel a liegen mit den zwischen ihnen befindlichen Saigerkesseln b in einer Ebene. Erstere besitzen 1,89 m oberen Durchmesser, 1 m Tiefe und fassen je 20 t Werkblei. Die halbkugelförmigen Saigerkessel besitzen 0,55 m Halbmesser. Unter den Entsilberungskesseln liegt der Raffinirofen c zum Entzinken des entsilberten Bleis, welches letztere vermittelst eines Hebers in den Raffinirofen abgelassen

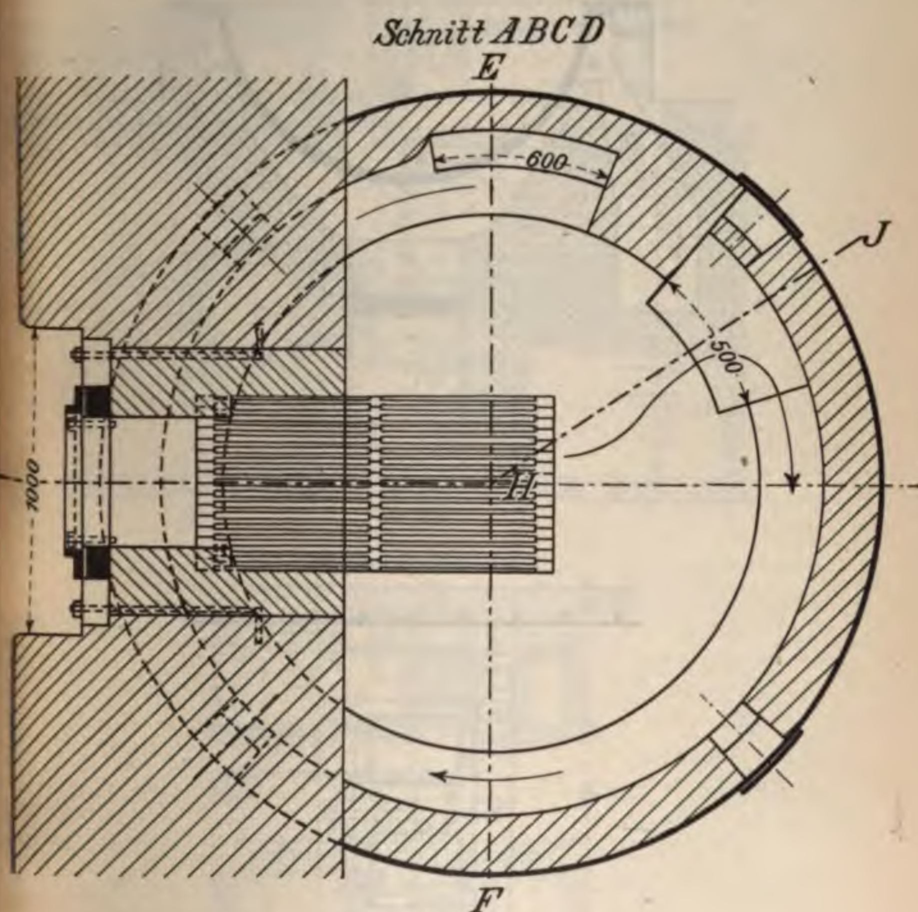


Fig. 322.

werden kann. Dieser Ofen hat 3 m Länge, 2 m Breite und 0,45 m Tiefe. Der Heerd desselben ist aus Schamott hergestellt und liegt 2 m unter dem Rand der Entsilberungskessel. Unter dem Flammofen befindet sich ein gusseiserner Stichkessel d von 1,90 m oberem Durchmesser und 1 m Tiefe, in welchen das entzinkte Blei durch einen vermittelst eines Kegelventils verschliessbaren Rohrstutzen abgelassen wird.

Betrieb der Entsilberung.

Bedarf das silberhaltige Blei vor der Entsilberung des Raffinir
so wird es aus dem über den Entsilberungskesseln stehenden Raffin
in den Kessel abgelassen. Der letztere muss bis zu einem gewissen G

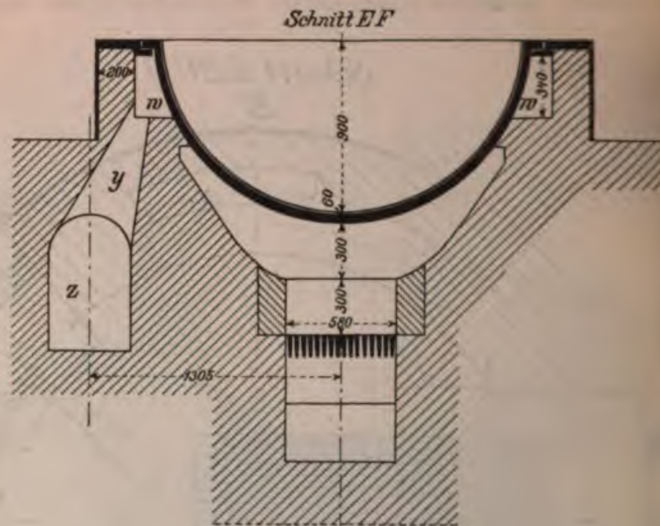


Fig. 323.

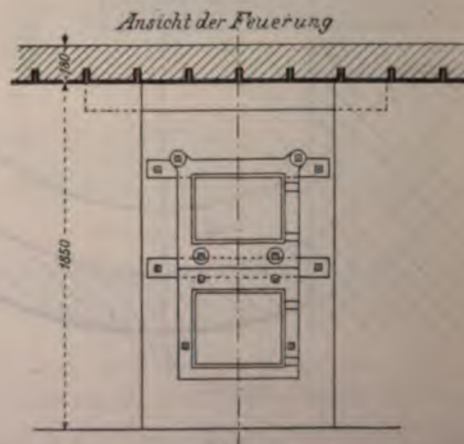
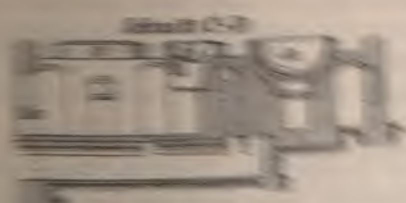
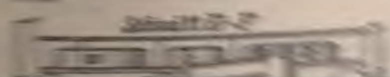


Fig. 324.

angewärmt und vorher mit Kalkmilch bestrichen sein, um die silberhal
Krusten, den sog. Zinkschaum, welcher sich an den Wänden angesetzt
leicht entfernen zu können. Das Blei wird aus dem Raffinirofen a
stochen oder abgehebert. Im ersteren Falle lässt man es in eine F







Betrieb der Entsilberung.

Bedarf das silberhaltige Blei vor der Entsilberung des Raffinir
so wird es aus dem über den Entsilberungskesseln stehenden Raffinir
in den Kessel abgelassen. Der letztere muss bis zu einem gewissen G

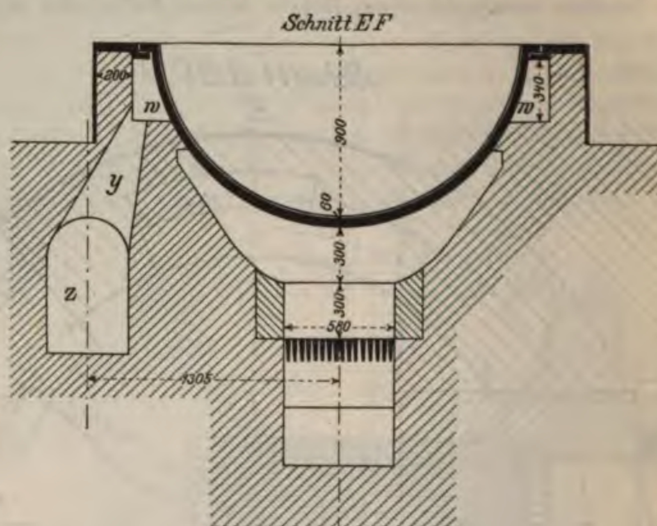


Fig. 323.

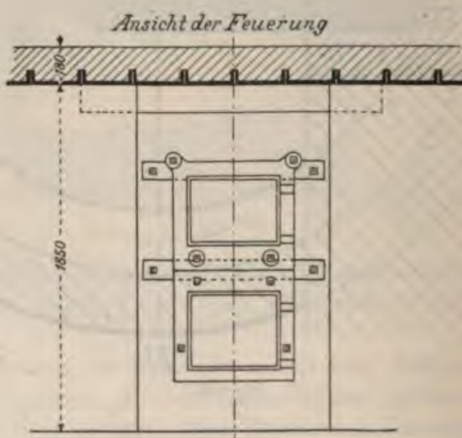


Fig. 324.

angewärmt und vorher mit Kalkmilch bestrichen sein, um die silberhalti
Krusten, den sog. Zinkschaum, welcher sich an den Wänden angesetzt
leicht entfernen zu können. Das Blei wird aus dem Raffinirofen a
stochen oder abgehebert. Im ersteren Falle lässt man es in eine Ri

s Gusseisen und aus der letzteren in ein im Kessel aufrecht stehendes
ɔhr aus Gusseisen fliessen, eine Einrichtung, durch welche die Bildung
n Krätzen beschränkt wird. Die Krätzen, welche sich auf der Ober-

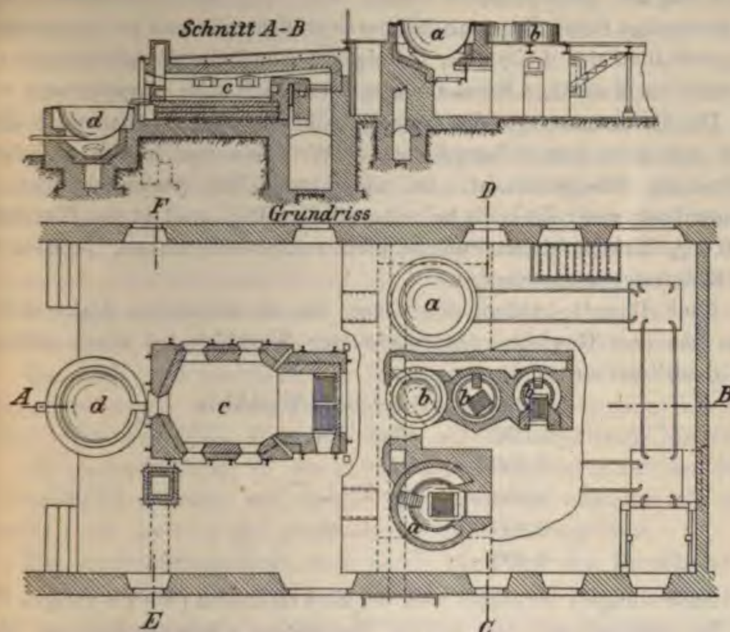


Fig. 325 und 326.

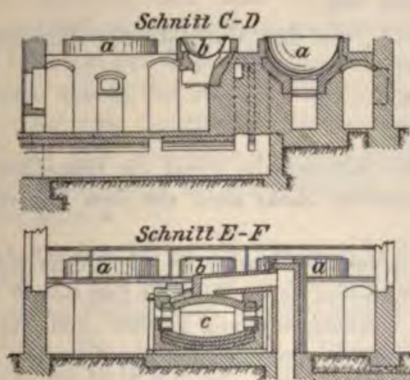


Fig. 327 und 328.

che des Metallbades im Kessel bilden und welche abgezogen werden,
ɪchen ungefähr 1 % des Werkbleis aus.

Ist ein Raffiniren des Werkbleis nicht erforderlich, so wird
sselbe in den Entsilberungskessel eingesetzt und eingeschmolzen. Nach

dem Einschmelzen werden die auf der Oberfläche des Metallbades au schiedenen Krätzen (Schlicker) entfernt und dann beginnt, ebenso wie dem vorher raffinirten, in den Entsilberungskessel abgelassenen Werkblei, Behandlung der geschmolzenen Massen mit Zink. Bei silberarmem Ble eine zweimalige Behandlung mit Zink erforderlich, während bei silberreic Blei gewöhnlich eine dreimalige, bei einem Goldgehalte desselben auch v eine vier- bis fünfmalige Behandlung mit diesem Metalle vorgenommen w

Die Gesammtmenge des zur Entsilberung zu verwendenden Zi richtet sich nach dem Silbergehalte des Werkbleis und ist um so grös je höher der Silbergehalt ist. Bei silberarmem Blei verbraucht man v hältnissmässig mehr Zink als bei silberreichem Blei, weil ja das Blei im erst 0,6 % Zink aufnimmt, welche nicht entsilbernd wirken, sondern dem Blei festgehalten werden.

Nach Illing[1]) beträgt die Menge des zuzusetzenden Zinks in P centen von dem Gewichte des eingesetzten Werkbleis bei einem Silbe halte desselben von

0,025 %	= $1\frac{1}{4}$ %	des Werkbleis
0,050 -	- $1\frac{1}{3}$ -	- -
0,100 -	- $1\frac{1}{2}$ -	- -
0,150 -	- $1\frac{2}{3}$ -	- -
0,300 - } 0,400 - }	- 2 -	- -

Nach Junge[2]) berechnet sich der Zinkverbrauch (wie im vorigen F ohne Berücksichtigung des bei der Destillation wiedergewonnenen Zin in Procenten von dem Gewichte des eingesetzten Werkbleis bei ein Silbergehalte desselben von:

0,0963 %	= 1,34 %	von dem Gewichte des eingesetzten Werkbleis
0,3825 -	- 1,84 -	- - - - - -
0,508 -	- 1,96 -	- - - - - -
0,84 -	- 2,45 -	- - - - - -

Ausser von dem Silbergehalte hängt die Gesammtmenge des bei Entsilberung zuzusetzenden Zinks auch von dem Kupfer- und Goldgeh des Werkbleis ab.

Bei jeder Werkbleisorte wird man die Menge des zu einer Kes füllung zuzusetzenden Zinks, sowie die Zahl und Grösse der Portionen Zinks leicht durch Versuche ausfindig machen und auf Grund dersel eine Tabelle für Bleisorten von verschiedenen Gehalten an Kupfer, Si und Gold aufstellen können.

Es ist erforderlich, nur reines Zink zur Entsilberung zu verwen Unreines Zink und Abfallzink haben sich trotz ihres niedrigeren Pre in keiner Hinsicht bewährt.

[1]) Preuss. Zeitschr. 1868.

[2]) Freiberger Jahrbuch 1889, S. 6.

Sind Kupfer und Gold in dem Werkblei vorhanden, so gehen diese Metalle vor dem Silber und sogar vor der Sättigung des Bleis mit Zink (0,6 %) in das Zink über. Beispielsweise erfordern nach Hofman[1]) 30 t Blei zur Sättigung mit Zink (0,6 % Zink) = 180 kg Zink, während schon durch einen Zusatz von 150 kg Zink 0,30 Unzen Gold per t = 9,33 g per t (0,0009 %) ausgezogen wurden.

Aus diesem Verhalten zieht man zweierlei technische Vortheile. Einerseits sucht man bei der ersten Behandlung des silberhaltigen Bleis mit Zink durch Zusatz einer verhältnissmässig geringen Menge dieses Metalles das im Werkblei enthaltene Gold und Kupfer auszuziehen, andererseits ist man nach der Entfernung des Kupfers aus dem Werkblei in der Lage, den letzten Theil des zur Entsilberung verwendeten Zinks, welcher sich noch nicht hinreichend mit Silber gesättigt hat, von Neuem zur Entsilberung verwenden zu können, weil dieser Theil kupferfrei ist und durch denselben daher kein Kupfer in das Metallbad zurückgeführt werden kann.

Das Zink wird gewöhnlich in Platten auf die Oberfläche des Metallbades gebracht und das letztere alsdann bis zum Schmelzpunkt des Zinks erhitzt. Man hat auch wohl das Zink, um die oxydirende Einwirkung der Luft auszuschliessen, in einer durchlöcherten Büchse auf den Boden des Metallbades gebracht und daselbst eingeschmolzen oder für sich eingeschmolzen und dann in das geschmolzene Werkblei eingeführt.

Das geschmolzene Zink wird durch Umrühren des Metallbades mit einer durchlöcherten Kelle oder mit Hülfe eines Rührapparates oder mit Hülfe von Wasserdampf in innige Berührung mit dem Werkblei gebracht. Die am meisten angewendete Art des Rührens ist die mit der Kelle. Nach $^1/_2$ stündigem Umrühren lässt man das Bad langsam erkalten. Es scheidet sich nun allmählich das Legirungsgemisch von Blei, Zink, Silber bzw. Kupfer und Gold auf der Oberfläche des Metallbades aus. Dasselbe wird in dem Maasse, wie es sich bildet, vermittelst einer durchlöcherten Kelle abgehoben. Das dem betreffenden Zinkzusatze entsprechende Legirungsgemisch ist aus dem Metallbade entfernt, sobald sich in Folge des Erstarrens von Blei Bleikrystalle auf der Oberfläche des Bades zeigen und der Rand desselben erstarrt.

Man steigert alsdann wieder die Temperatur des Bades, setzt eine zweite Portion Zink zu und verfährt in der nämlichen Weise wie nach dem Zusatze der ersten Portion Zink. Auf manchen Werken wird noch eine dritte und noch eine vierte Portion Zink zugesetzt. Ist das Blei goldhaltig, so wird das Gold von der ersten Portion Zink aufgenommen.

Ergiebt die Probe den Silbergehalt des Bleis zu 0,0005 bis 0,0006 %, so ist die Entsilberung beendigt, andernfalls werden durch Zusatz einer entsprechenden Menge Zink die letzten Antheile des Silbers aus dem Blei ausgezogen.

[1]) The metallurgy of Lead. S. 328.

Im Oberharz setzt man $12^1/_2$ t Werkblei mit 0,14 bis 0,1
Silber ohne vorgängiges Raffiniren desselben in einen Kessel ein
Kessel liegen in einer Ebene nebeneinander) und entsilbert bis auf 0,00
Silber. In Lautenthal, wo man bis vor Kurzem nach den dargele
Grundsätzen entsilberte, gegenwärtig aber mit Aluminium-Zink arbe
betrug das Gewicht der ersten Portion Zink 22 kg. Dieser Zinkzu
nahm den Goldgehalt und fast den gesammten Kupfergehalt des Werkl
in sich auf, während der Silbergehalt des gebildeten Legirungsgemis
0,18 bis 0,19 % vom Gewichte desselben nicht überstieg. Dieses L
rungsgemisch wurde für sich verarbeitet, um den Goldgehalt desselben
zugewinnen. Das Gewicht der zweiten Portion Zink betrug 50 kg. Gle
zeitig mit dieser Portion Zink setzte man die Gesammtmenge der bei
Behandlung des Metallbades mit der dritten Portion Zink erhaltenen
girung zu. Die letztere war noch nicht mit Silber gesättigt und n
daher noch einen Theil desselben auf. Der zweite Zinkzusatz nahm
Hauptmenge des Silbers aus dem Werkblei in sich auf, so dass sich
Silbergehalt des Werkbleis nach dem Abheben des zweiten Legirung
misches auf 0,02 % verringerte. Zur Entfernung dieser letzten Anth
von Silber setzte man dem Werkblei noch eine dritte Portion Zink im
wichte von 80 kg zu. Das Gewicht dieses Zusatzes war verhältnissmä
gross, weil zur Entfernung der letzten Antheile Silber aus dem Werk
ein Ueberschuss an Zink erforderlich war. Es erfolgte desshalb auch
noch nicht mit Silber gesättigtes Legirungsgemisch, welches mit
zweiten Zinkzusatz noch einmal in das Metallbad eingerührt wurde.

Das von dem Bleibade abgehobene Legirungsgemisch, Zinksch
genannt, wurde in einen benachbarten Kessel (Schaumkessel) übergesch
und, sobald eine volle Kesselfüllung vorhanden war, der Saigerung un
worfen. Das Raffiniren des entsilberten Bleis geschah in dem Entsi
rungskessel in der bereits früher (S. 443) dargelegten Weise.

Die Dauer des Zerlegungsprozesses mit Einschluss des Einschmel
betrug 21,5 Stunden, nämlich:

für das Einschmelzen des Werkbleis . . .	6	Stunden
Einschmelzen und Einrühren des ersten Zinkzusatzes	0,5	-
Abkühlenlassen des Metallbades und Abheben des Kupferschaums	2,5	-
Wiedererhitzen und Einschmelzen des zweiten Zinkzusatzes	3	-
Einrühren des Zinks	0,5	-
Abkühlen des Metallbades und Abheben des ersten Zinkschaums	3	-
Erhitzen des Bleibades und Einschmelzen des dritten Zinkzusatzes	2	-

Einrühren des Zinks	0,5 Stunden
Abkühlen des Metallbades und Abheben des zweiten Zinkschaums	3,5 -

Der Brennstoffverbrauch beim Entsilbern des Werkbleis und Raffi-ren des entsilberten Bleis, welche letztere Operation unmittelbar nach r Entsilberung im Entsilberungskessel ausgeführt wurde, betrug für 0 t Werkblei 9,76 t Steinkohlen und 140 Stück Wasen (Reisigholz).

In Friedrichshütte (Oberschlesien) liegen die Kessel gleich-lls nebeneinander. Auch wird die Entsilberung sowohl, wie das Raffi-ren des entsilberten Bleis in dem nämlichen Kessel ausgeführt. Die ssel bestehen aus Gussstahl und erhalten Einsätze von je 13,5 t. ssel aus Tiegelstahl halten beim Entsilbern mit Einschluss des Raffi-rens des entsilberten Bleis durchschnittlich 250 bis 270 Einsätze aus, ssel aus Martinstahl 120 bis 150 Einsätze. Man entsilberte im Jahre 93 (gef. Mittheilungen des Hütteninspectors Laske) Werkblei vom Flamm-enprozess (Tarnowitzer Prozess) mit 0,04 bis 0,05 % Silber, Werkblei m Schachtofenprozess mit 0,024 bis 0,028 % Silber und das beim Ab-stilliren des Zinks aus dem Reichschaum erhaltene Reichblei mit rchschnittlich 1,2 % Silbergehalt.

Die Zahl der Zinkzusätze betrug beim Flammofen-Werkblei 2, beim hachtofen-Werkblei 3 und beim Reichblei 5.

Die Entsilberung erfolgte bis auf 0,0003 % Silbergehalt des Bleis.

Der Zinkverbrauch, bezogen auf abstrichfreies Werkblei, betrug bei ammofen-Werkblei 1 % vom Gewichte desselben, bei Schachtofen-Werk-i 1,3 % und bei Reichblei 2,5 % vom Gewichte desselben.

Die Dauer der Entsilberung betrug beim Werkblei 28 Stunden, beim ichblei 48 Stunden. Der Brennstoffverbrauch beim Entsilbern und ffiniren betrug beim Werkblei 7,4 % Steinkohlen vom Gewichte des-lben bzw. 8 % vom Gewichte des ausgebrachten Kaufbleis, beim Reich-i gegen 10 % vom Gewichte desselben.

Auf der Muldenhütte bei Freiberg[1]) entsilbert man Blei mit 1 % Silbergehalt. Man setzt 20 t in einen Kessel ein und giebt einen eimaligen Zusatz von Zink in Zeiträumen von je 5 Stunden. Der erste nkzusatz beträgt 80 kg, der zweite 75 kg, der dritte 40 kg. Es sind o im Ganzen 215 kg Zink = 1,485 % vom Gewichte des Werkbleis r Entsilberung erforderlich. Durch den ersten Zinkzusatz wird der lbergehalt des Werkbleis von 0,1 % auf 0,0250 % vermindert. Gleich-itig wird durch diesen Zusatz der grösste Theil des Goldes (im Be-ge von 0,0004 % des Werkbleis) aufgenommen. Durch den zweiten nkzusatz wird der Silbergehalt auf 0,0020 % und durch den dritten nkzusatz auf 0,0007 % heruntergebracht. Mit dem Zusetzen von Zink

[1]) Plattner, Jahrbuch für das Berg- und Hüttenwesen im Königreich chsen. 1886.

hört man auf, wenn das Blei noch 0,001 % Silber enthält. Das Legirungsgemisch wird in die Saigerkessel übergeschöpft und von einem Theile des Bleis durch Saigern befreit. Die Dauer der Entsilberung beträgt 20 Stunden, nämlich 5 Stunden für das Einschmelzen und Entschlickern des Werkbleis und je 5 Stunden für das Entsilbern nach dem jedesmaligen Zinkzusatz.

In den Vereinigten Staaten von Nord-Amerika wird Blei von $^3/_4$ bis 1 % Silbergehalt entsilbert. Dasselbe wird vor dem Entsilbern raffinirt und gelangt in geschmolzenem Zustande in die Entsilberungskessel, so dass es das zugesetzte Zink rasch auflöst und daher die Entsilberung sehr schnell verläuft. Bei einem Goldgehalte des Bleis werden 3 bis 5 Zinkzusätze gegeben. Die Zeit von einem Zinkzusatze bis zum anderen dauert 5 Stunden bei einem Einsatze von 30 t. Bei geschickter und rascher Arbeit ist es möglich, eine Kesselfüllung von 30 t durch vier Zinkzusätze in 18 Stunden zu entsilbern. Wenn Gold und Silber zusammen (also nicht getrennt) ausgezogen werden sollen, kann eine Kesselfüllung von 45 t in der nämlichen Zeit entsilbert bez. entgoldet werden. Der Kohlenverbrauch beträgt gegen 3 % Steinkohle vom Gewichte des unraffinirten Bleis.

In Omaha werden 48 t Blei in grossen elliptischen Kesseln mit drei Zinkzusätzen, wobei der zuletzt abgehobene Schaum wieder zur Entsilberung verwendet wird, in 12 Stunden entsilbert. Der Gesammtzinkverbrauch beträgt 1,5 % vom Gewichte des Werkbleis. Der Zinkschaum hat 3000 Unzen Silber per t.

Auf den National Works bei Chicago werden in runden Kesseln, welche durch Oel (Kohlenwasserstoffe) geheizt werden, in 12 Stunden in einem Kessel 32 bis 35 t Blei entsilbert, in Pittsburgh in derselben Zeit je 50 t in Kesseln, welche durch Naturgas geheizt werden.

Auf den Werken der St. Louis Smelting and Refining Company zu Cheltenham bei St. Louis setzt man im Durchschnitt 36 t Werkblei in einen Entsilberungskessel ein. Man entsilbert mit zwei Zinkzusätzen in 15 Stunden. Die Zeit von einem Zinkzusatz zum anderen beträgt 6 bis 7 Stunden. Die Gesammtmenge des verbrauchten Zinks beträgt bei 250 Unzen Silbergehalt per t (d. i. 0,777 % Silber) 1,5 % vom Gewichte des Werkbleis. In 24 Stunden werden unter einem Kessel 1,25 t Kohlen verbraucht.

In Port Pirie in Süd-Australien wird ein Theil des Werkbleis der Broken Hill Proprietary Company entsilbert. Dasselbe enthält 250 bis 350 Unzen Silber per t, d. i. 0,777 bis 1,088 %. Das Werkblei wird vor der Entsilberung raffinirt und dann in die unter den Raffiniröfen befindlichen, 20 t Werkblei fassenden Entsilberungskessel abgelassen. Der Einsatz in dieselben beträgt 19 t. Das Werkblei wird durch drei Zinkzusätze in 24 Stunden entsilbert. Der Steinkohlenverbrauch beträgt 3,4 % vom Gewichte des raffinirten Werkbleis.

Aussaigern von Blei aus dem Legirungsgemisch.

Das Legirungsgemisch, der Zinkschaum, ist noch mit einem bedeutenden Theile Blei gemengt. Man sucht daher vor der weiteren Verarbeitung desselben so viel wie möglich Blei aus ihm zu entfernen.

Die Möglichkeit der Entfernung eines Theiles Blei aus dem Zinkschaum beruht darauf, dass das Legirungsgemisch einen höheren Schmelzpunkt hat als das Blei.

Erhitzt man den bleihaltigen Zinkschaum bis zum Schmelzpunkte des Bleis, so schmilzt das letztere aus, während das Legirungsgemisch fest bleibt und von dem geschmolzenen Blei abgehoben werden kann. Je höher man über den Schmelzpunkt des Bleis hinausgeht, um so mehr Blei schmilzt aus. Erreicht die Temperatur eine bestimmte Höhe, so tritt eine Oxydation des Zinks und des Bleis ein, und auf dem Metallbade schwimmt ein Gemenge von Zinkoxyd, verschiedenen Oxydationsstufen des Bleis und dem Legirungsgemisch. Bei noch weiter gesteigerter Temperatur erhält man einerseits silberhaltiges Blei, andererseits ein Gemenge von Zinkoxyd und Bleioxyd. In diesem Falle geht derjenige Theil des Silbers, welcher an das jetzt oxydirte Zink gebunden war, an das Blei zurück. Würde sich das Zinkoxyd rein ausscheiden, so wäre die Entfernung des Zinks aus der Legirung auf einfache Weise bewirkt. Leider aber hält das Zinkoxyd, welches mit dem Bleioxyd eine zähe, teigartige Masse bildet, so bedeutende Mengen Legirung zurück, dass eine Trennung derselben von der Gesammtmenge der Legirung dadurch illusorisch wird.

Eine stark mit Zinkoxyd gemengte Legirung schmilzt wegen der Unschmelzbarkeit des Zinkoxyds nicht mehr ein.

Unter diesen Umständen wird die Menge des Bleis, welche man aus dem Legirungsgemisch aussaigern kann, durch die Art der weiteren Verarbeitung des letzteren bedingt. Will man das Zink durch Einleiten von Wasserdampf in das geschmolzene Legirungsgemisch entfernen, so darf die Aussaigerung des Bleis nicht weit getrieben werden, weil andernfalls die Schmelzbarkeit des Legirungsgemisches beeinträchtigt wird. Will man dagegen das Zink abdestilliren, so darf die Aussaigerung des Bleis bei Weitem höher gehen, weil etwa gebildete Oxyde in dem Destillirgefäss durch Kohle zu Metall reducirt werden können.

Das von einem Theile Blei befreite Legirungsgemisch nennt man Reichschaum.

Die Ausführung der Saigerung geschieht entweder in Kesseln oder in Flammöfen. Die Kessel wendet man grundsätzlich bei kleinem Betriebe und in solchen Fällen an, in welchen der Reichschaum zum Zwecke der Entfernung des Zinks mit Wasserdampf behandelt werden soll.

Die Kessel bestehen aus Gusseisen und liegen am besten neben den Entsilberungskesseln.

Sie müssen mit einem Abflussrohr am Boden versehen sein, der Reichschaum der Destillation unterworfen werden soll. Nur in s Fällen, in welchen der Reichschaum eingeschmolzen und mit Hül Wasserdampf entzinkt werden soll, in welchen man also einen bleir Reichschaum erzielen will, lässt sich die Anwendung von Kesseln Abzugsrohr rechtfertigen. Bei der Saigerung in Kesseln dieser let

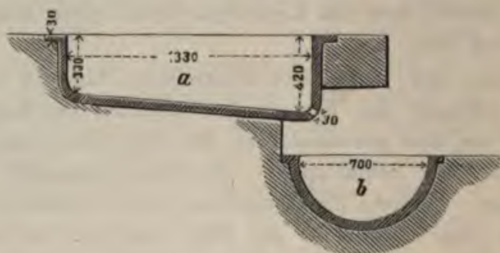


Fig. 329.

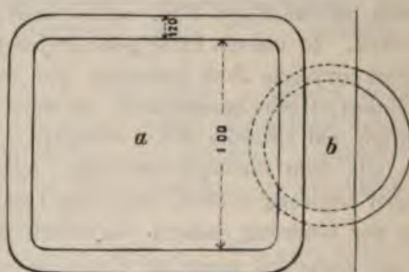


Fig. 330.

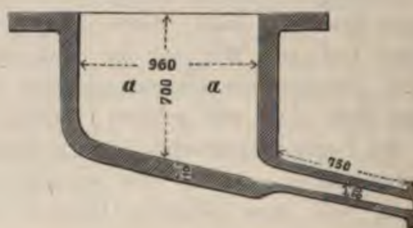


Fig. 331.

Art nämlich lässt sich ein bleiarmer (trockener) Zinkschaum nich zielen, weil bei Erhöhung der Temperatur von dem auf der Ober des Metallbades ausgeschiedenen Reichschaum leicht ein Theil von ausgesaigerten Blei wieder aufgelöst wird und sich beim Erkalten de tallbades als sehr bleireicher Schaum wieder ausscheidet. Wendet Kessel ohne Abzugsrohr für Zinkschaum an, welcher der Destillation

worfen werden soll, so muss der bei der ersten Saigerung erhaltene Reichschaum nochmals gesaigert werden.

Die Kessel ohne Abzugsrohr für das ausgesaigerte Blei sind gewöhnliche Entsilberungskessel, wenn der Reichschaum mit Wasserdampf behandelt werden soll. Andernfalls sind es viel kleinere Kessel.

Die Kessel mit Abzugsrohr für das ausgesaigerte Blei besitzen verschiedene Gestalt. Aus den Figuren 329, 330 und 331 sind Saigerkessel ersichtlich, wie sie auf dem Continent in Anwendung stehen. Das ausgesaigerte Blei fliesst am Boden derselben in unter den Saigerkesseln befindliche Kessel ab.

Die Gestalt der in den Vereinigten Staaten von Nord-Amerika gebräuchlichen Kessel ist aus den Figuren 332, 333 und 334 ersichtlich[1]).

In den Figuren 332 und 333 ist der Saigerkessel, in Figur 334 der Kessel zur Aufnahme des ausgesaigerten Bleis dargestellt. Der Boden des Saigerkessels ist convex, um die Abflussrinne für das Blei möglichst kurz zu machen. Figur 335 stellt den Zusammenhang der bei den Kessel, welche

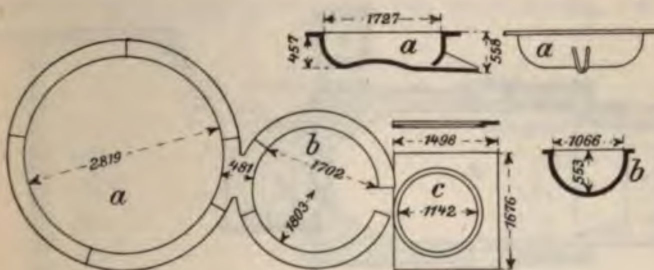


Fig. 332 b s 335.

jeder eine besondere Rostfeuerung besitzen, mit dem Entsilberungskessel dar. a ist der Entsilberungskessel, b der Saigerkessel, c der Kessel zur Aufnahme des ausgesaigerten Bleis.

Die Anordnung der Saigerkessel in Freiberg ist aus den Figuren 325 bis 328 ersichtlich.

Die Flammöfen geben in kurzer Zeit einen trockenen Reichschaum. Die Oxydbildung ist bei reducirend gehaltener Flamme nicht grösser als bei Anwendung von Kesseln.

Der Heerd besteht entweder aus Gusseisen oder aus feuerfesten Steinen.

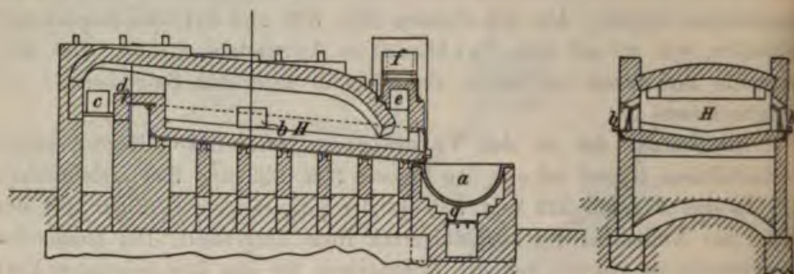
Vor dem Heerde, welcher geneigt ist, befindet sich ein geheizter Kessel zur Aufnahme des abfliessenden Bleis. Der Gusseisenheerd ruht wohl auf einem Bett von gepulverten feuerfesten Massen, welche in eine Pfanne aus Schmiedeeisen eingestampft sind. Er besitzt eine Länge von

---

[1]) Hofman l. c.

3 m, eine Breite von 1,5 m, eine Höhe von 0,101 m und eine Neigung nach der Abflussrinne zu von 0,076 m. Hat der Ofen an jeder langen Seite zwei Arbeitsöffnungen, so kann der Schaum fortgeschaufelt werden.

Der Heerd des Ofens zu Omaha stellt eine Pfanne aus Schmiedeeisen dar, welche mit 0,228 m starken feuerfesten Ziegeln dicht ausgesetzt



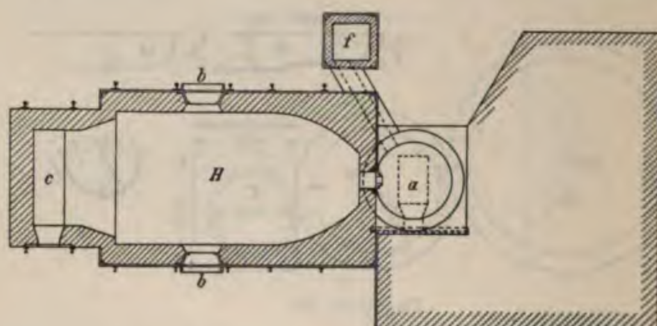


Fig. 336 bis 338.

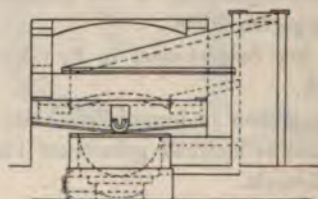


Fig. 339.

ist. In 24 Stunden werden in diesem Ofen 12 t Zinkschaum ausgesaigert.

Der Saigerofen der Broken Hill Proprietary Company zu Port Pirie in Süd-Australien ist aus den Figuren 336 bis 339 ersichtlich. c ist die Feuerung; bb sind die Arbeitsöffnungen; a ist der durch die Feuerung g geheizte gusseiserne Kessel vor dem Ofen zur Ansammlung

ausgesaigerten Bleis. Die Feuergase ziehen durch den Fuchs e in Esse f.

In diesen Ofen setzt man $1^3/_4$ bis 2 t Zinkschaum ein, welche in Stunden bei einem Aufwand von 140 kg Steinkohlen gesaigert werden. m Ofen ist in der Schicht ein Arbeiter beschäftigt.

In Freiberg wird die Saigerung (in kleinen Kesseln) zwei Mal vorenommen. Der im ersten Saigerkessel erhaltene Zinkschaum wird in inen zweiten Saigerkessel übergeschöpft und nochmals ausgesaigert. Das ei diesen Saigerungen erhaltene Blei mit 0,03 % Silber und 1,300 % Zink ird zur Entsilberung zurückgegeben.

Man erhält beim Saigern Reichschaum und Saigerblei.

Der Reichschaum hält 1 bis 10 % Silber. Soll derselbe eingechmolzen und durch Wasserdampf zerlegt werden, so muss er reich an lei sein und enthält desshalb weniger Silber als der der Destillation zu terwerfende Reichschaum. Die Zusammensetzung des Reichschaums r ersteren Art, wie er im Oberharz hergestellt wird, bzw. zu Lautenal hergestellt wurde, ergiebt sich aus den nachstehenden, von Rösing sgeführten Analysen.

	Reichschaum aus Altenauer Werkblei	Reichschaum aus Lautenthaler Werkblei
Pb	75,675	77,820
PbO	4,75	4,00
Zn	11,78	12,11
ZnO	0,60	0,44
Cu	1,12	0,82
Ag	1,855	2,420
Bi_2O_3	1,72	0,37
Sb_2O_3	0,63	0,98
As_2O_3	Spur	—
Fe_2O_3	1,87	1,04
Cd	Spur	Spur
Ni	Spur	Spur

Aus 100 G.-Th. Werkblei erhielt man in Lautenthal 6 G.-Th. Reichaum.

Der Freiberger Reichschaum, welcher der Destillation unterworfen rd, beträgt durchschnittlich 2,25 % des Werkbleis und enthält im rchschnitt 0,0153 % Gold, 4,0510 % Silber, 53,200 % Blei, 2,6800 % pfer und 39,700 % Zink.

Der nach dem ersten Zinkzusatze zum Werkblei erfolgende Schaum trägt nach dem Aussaigern des Werkbleis 1,73 % des Werkbleis und hält 0,0174 % Gold und 4,670 % Silber.

Der nach dem zweiten Zinkzusatze erfolgende Schaum beträgt nach

dem Aussaigern des Bleis 0,31 % des Werkbleis und enthält 0,0016 % Gold und 2,530 % Silber.

Der nach dem dritten Zinkzusatze erfolgende Schaum beträgt 0,21 % des Werkbleis und enthält eine Spur Gold sowie 1,30 % Silber.

Der in den Vereinigten Staaten von Nord-Amerika (Newark, Pittsburgh, Cheltenham, Chicago, Aurora, Kansas City, Omaha, Pueblo) hergestellte Schaum, welcher allgemein der Destillation unterworfen wird, enthält 4 bis 10 % Silber.

Das Saigerblei enthält nicht unerhebliche Mengen von Silber und geht desshalb zur Entsilberung zurück.

In Freiberg beträgt der Silbergehalt desselben beispielsweise 0,032 %.

In den Vereinigten Staaten von Nord-Amerika beträgt der Silbergehalt des Saigerbleis bei Werkblei von $^3/_4$ % Silber aus dem goldhaltigen Zinkschaum 0,300 bis 0,600 %, von dem ersten Silber-Zinkschaum dagegen nur 0,093 bis 0,1244 %.

Behandlung des entsilberten Bleis.

Das entsilberte Blei wird entweder direct in den Entsilberungskesseln raffinirt, oder es wird in einen besonderen Raffinirkessel abgelassen, oder es wird in einem Raffinirofen raffinirt. Ist das Blei antimonhaltig, so muss der Entfernung des Zinks die Entfernung des Antimons folgen.

Die verschiedenen Arten des Raffinirens sind bereits oben beim Blei besprochen (Seite 435).

Der Brennstoffverbrauch für Raffiniren des Werkbleis in Flammöfen, Entsilbern desselben, Saigerung des Zinkschaums und Raffiniren des entsilberten Bleis in Flammöfen beträgt in den Vereinigten Staaten von Nord-Amerika durchschnittlich 330 Pfund Steinkohle für die t unraffinirten Werkbleis, d. i. 14 bis 15 % vom Gewichte des Werkbleis.

Auf der Hütte zu Lautenthal beträgt der Brennstoffverbrauch für die Entsilberung des Werkbleis, die Saigerung des Zinkschaums und das Raffiniren des entsilberten Bleis = 9,76 % vom Gewichte des Werkbleis. Das Raffiniren geschieht hier in den Entsilberungskesseln. Ein Kessel hält gegen 30 Einsätze aus.

In Port Pirie halten die Kessel, in welchen das Entsilbern erfolgt, 150 Einsätze aus, die Kessel, in welchen das Raffiniren des entsilberten Bleis erfolgt, 50 Einsätze.

In Cheltenham bei St. Louis halten die Entsilberungskessel 200 bis 300 Einsätze (Einsatz = 36 t) aus.

Ein grosser Kessel (48 t Einsatz) hält in Omaha $^1/_2$ Jahr (300 Einsätze).

2. Die Verwandlung des Legirungsgemisches in silberreiches Blei.

Die Verwandlung des Legirungsgemisches in silberreiches Blei geschieht durch Entfernung des Zinks aus demselben. Diese Entfernung lässt sich bewirken:

1. durch Abdestilliren des Zinks aus dem Reichschaum,
2. durch Verschmelzen des Reichschaums mit eisenhaltigen Schlacken in Schachtöfen,
3. durch Abtreiben des Zinks aus dem Reichschaum,
4. durch Schmelzen des Zinkschaums mit Chloriden der Alkalien,
5. durch Oxydation des Zinks mit Hülfe von Wasserdampf und Auslaugen des Zinkoxyds aus dem entstandenen Gemenge von Zinkoxyd, Bleioxyd und silberhaltigem Blei.

Auch hat man versucht, das Zink aus dem Legirungsgemisch mit Hülfe der Elektrolyse zu entfernen, bis jetzt indess ohne Erfolg.

Die einzigen Methoden, bei welchen man das Zink in verwerthbarer Form wiedererhält, sind das Abdestilliren des Zinks und die Oxydation desselben mit Hülfe von Wasserdampf in Verbindung mit dem Auslaugen des Zinkoxyds aus dem entstandenen Gemenge von Zinkoxyd, Bleioxyd und silberhaltigem Blei.

Im ersten Falle erhält man das Zink als Metall, im zweiten Falle als basisches Carbonat, Oxyd oder Sulfat.

Bei sämmtlichen übrigen Methoden geht das Zink verloren.

Da sich das abdestillirte Zink von Neuem zur Entsilberung verwenden lässt, so wird man bei hohen Zinkpreisen, wie sie gegenwärtig herrschen, trotz verschiedener Mängel der Methode des Abdestillirens des Zinks, wozu besonders ein vergleichsweise niedriges Silberausbringen gehört, doch derselben den Vorzug vor sämmtlichen übrigen Methoden, auch vor denjenigen, welche das Silber als basisches Carbonat, Oxyd oder Sulfat ausbringen, geben. Nur bei goldhaltigem Kupferschaum, welcher verhältnissmässig wenig Zink enthält und das letztere meistens in der Gestalt eines oxydischen Productes (blue powder) liefert, wird man dem Destilliren das Verschmelzen des Zinkschaums oder die Oxydation des Zinks durch Wasserdampf vorziehen.

Die Methoden, welche das Zink als basisches Carbonat, Oxyd oder Sulfat ausbringen, gewähren ein höheres Silberausbringen als die Destillation, können aber nur bei hohen Preisen der gedachten Verbindungen des Zinks in Betracht kommen.

Das Verschmelzen des Reichschaums mit eisenhaltigen Schlacken in Schachtöfen ist die am wenigsten kostspielige Methode der Entfernung des Zinks. Dieselbe liefert aber ein vergleichsweise niedriges Ausbringen an Silber und giebt das Zink vollständig verloren. Sie ist daher nur bei niedrigen Preisen des Zinks zu empfehlen.

Das Abtreiben des Zinks aus dem Reichschaum in Treiböfen ist hohen Silberverlusten verbunden und giebt das Zink verloren. Diese thode sollte daher überhaupt nicht angewendet werden.

Auch das Schmelzen des Reichschaums mit Alkalichloriden ist erheblichen Silberverlusten verbunden und liefert das Zink in Gestalt ei werthlosen Schlacke. Dieses Verfahren hat daher auch nur kurze in Anwendung gestanden und ist grundsätzlich zu vermeiden.

Das Abdestilliren des Zinks aus dem Reichschaum.

Dieses Verfahren hat den Vortheil einer raschen Entfernung Zinks aus dem Reichschaum und der Wiedergewinnung des gröss Theiles des Zinks im Zustande des Metalles, dagegen den Nachtheil Silber- und Zinkverlusten durch Verflüchtigung in Folge des Undic werdens der Retorten und eines Rückhaltes von Silber und Zink in Retortenrückständen.

Im Uebrigen ist das Verfahren sehr einfach. Man erhitzt den Rei schaum in mit einer Vorlage versehenen Destillirgefässen bis über Siedepunkt des Zinks. Das Zink verflüchtigt sich hierbei und wird Metall, theilweise auch als Gemenge von Metall und Oxyd oder als Ox in Vorlagen aufgefangen, während das silberhaltige Blei in dem Destill gefässe zurückbleibt.

Das Material der Destillirgefässe muss derartig beschaffen se dass es weder durch das im Zinkschaum enthaltene Blei noch durch glühende Asche des Brennstoffes angegriffen wird. Aus diesem Grun wendet man graphithaltigen Thon oder Thongefässe, welche mit ein Futter aus Graphit oder Holzkohle versehen sind, an.

Die Gestalt der Destillirgefässe ist gewöhnlich die von Birn Röhren oder Tiegeln. Die Vorlagen sind entweder alte Retorten od conische Thonröhren, oder ausgebauchte cylindrische Thonröhren od Kästen aus Gusseisen.

Die Oefen, in welchen sich die Destillirgefässe befinden, könn entweder gekippt werden oder sie stehen fest. Sie werden mit Koks, Steinkohlen und mit Gas geheizt. Diejenigen Oefen, welche am best und billigsten arbeiten, sind feststehende Röhrenöfen mit Gasfeuerun Man wird dieselben daher, wenn nicht örtliche Verhältnisse Aenderung bedingen, grundsätzlich zum Destilliren des Reichschaums anwend

Die Oefen, welche gekippt werden können, die sog. Kippöfen, werd gegenwärtig nur mit Koks geheizt. Für Gasheizung und für Heizung Steinkohlen ist ein Kippofen von Faber du Faur vorgeschlagen word aber nicht zur definitiven Anwendung gekommen.

Die Kippöfen mit Koksfeuerung, nach ihrem Erfinder „Fab du Faur"-Oefen genannt, stehen gegenwärtig allgemein in den Vereinigt Staaten von Nord-Amerika in Anwendung. Sie wurden zuerst auf d Werke von Balbach bei Newark, St. New-Yersey, eingeführt. Auf d Continente stehen sie in Mechernich (Rheinland) in Anwendung.

Diese Oefen besitzen nahezu würfelförmige Gestalt und hängen in Zapfen, um welche sie zur Entleerung der in ihnen befindlichen Retorte

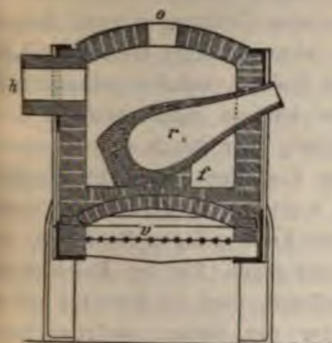


Fig. 340.

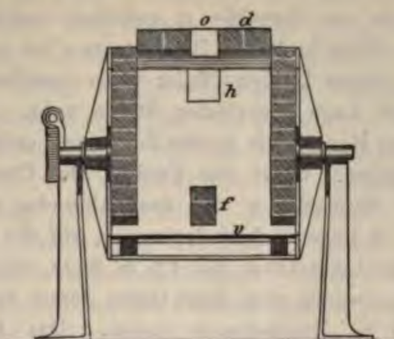
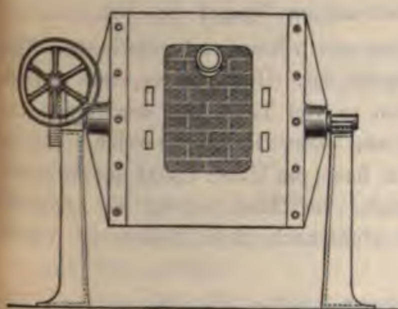


Fig. 341.


Fig. 342.

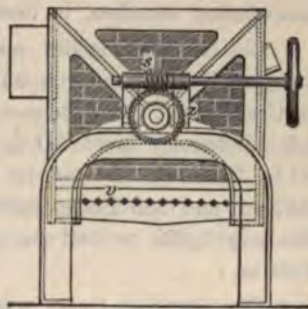


Fig. 343.

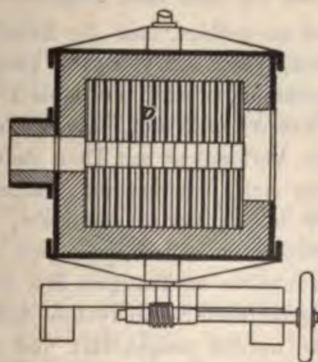


Fig. 344.

ähnlich den Bessemer-Convertern gedreht werden können. Ein Ofen hat stets nur eine Retorte.

Die Einrichtung dieser Oefen ist aus den Figuren 340 bis 344 ersichtlich. Die Seiten des Ofens besitzen einen Mantel aus Gusseisen, welcher ein Futter von feuerfesten Steinen erhält. Die Decke wird durch ein Gewölbe d gebildet, welches eine Oeffnung o zum Aufgeben der Koks besitzt. Die Retorte r ist von birnenförmiger Gestalt und ruht auf einem kleinen Pfeiler f aus feuerfesten Steinen, welcher seinerseits auf einer Lage feuerfester Steine ruht. Die letztere wird entweder durch einen Bogen, wie in der Zeichnung ersichtlich, oder durch eine Eisenplatte getragen. h ist der Fuchs. Das Drehen des Ofens geschieht mit Hülfe der Schnecke s und des Zahnrades z. v ist der Rost; derselbe besteht aus 2 Lagen schmiedeeiserner, auf die hohe Kante gelegter Roststäbe. Der dargestellte Ofen hat 1,5 m Seite und fasst gegen 120 kg Reichschaum. Gegenwärtig sind diese Oefen derart vergrössert, dass die Retorten 400 bis 500 kg Reichschaum fassen. Das Futter der Oefen, welches früher 0,114 m stark war, ist gegenwärtig nur noch halb so stark. Auch hat man die Oefen als Water-jacket-Oefen eingerichtet, d. h. mit doppelten Eisenwänden versehen, in deren Zwischenraum Wasser circulirt.

Die Retorten stellte man früher aus rohem und gebranntem Thon mit einer Beimengung von 25 % Graphit dar. Gegenwärtig stellt man sie aus Graphit mit einer Beimengung von so viel Thon her, dass sie haltbar sind. Hofman[1]) giebt 50 % Thon an. Eine Retorte, welche 450 bis 500 kg Reichschaum fasst, ist 0,914 m hoch, im Halse 0,203 m, im Bauche 0,457 m und am Boden 0,330 m weit. Im Halse beträgt die Dicke der Wandung 0,028 m und vergrössert sich nach dem Boden zu bis auf 0,050 m.

Die einzelnen Oefen werden entweder neben einander an einer Seite des Essencanals oder zu beiden Seiten desselben angeordnet, oder sie werden zu 6 bis 8 central um eine Esse aufgestellt.

Der Betrieb wird so geführt, dass die Retorte nach der allmählich vor sich gehenden Füllung rasch auf Weissglut gebracht und in derselben erhalten wird. Der Reichschaum wird mit 1 bis 3 % Holzkohle gemengt. Nach der Füllung der Retorte wird die Vorlage, eine alte Retorte, an dieselbe angesetzt und die Verbindung mit Thon gedichtet. Die Destillation geht um so schneller vor sich, je höher die Temperatur ist. Sobald sich keine Zinkdämpfe mehr in der Vorlage sammeln, ist die Destillation beendigt. Die Vorlage wird dann abgenommen und die Retorte wird durch Kippen des Ofens ihres Inhaltes an flüssigem Blei entleert, welches letztere in einen vor den Ofen gefahrenen Schlackentopf fliesst. Die in der Retorte verbliebenen Rückstände werden ausgekratzt und dann wird der Ofen in seine ursprüngliche Lage zurückgebracht. Man bringt etwas Holzkohlenpulver in die Retorte, um die zurückgebliebenen Bleitheilchen vor Oxy-

[1]) The Metallurgy of Lead.

ion zu schützen und beginnt dann, die Retorte von Neuem zu füllen. e Zeit für Entleeren und Füllen der Retorte beträgt gegen 20 Minuten.

Die Dauer des Prozesses beträgt 6 bis 8 Stunden; beispielsweise in naha bei 450 kg Einsatz 8 Stunden. Eine Retorte hält 30 bis 40 Eintze aus, beispielsweise in Omaha durchschnittlich 30 Einsätze. Der oksverbrauch bei der Destillation beträgt im Durchschnitt auf 1 t (2000 unds) Reichschaum = 1100 pounds Koks. Ein Mann kann in der 2stündigen Schicht 2 bis 4 Oefen bedienen. Von dem in dem Schaum thaltenen Zink gewinnt man gegen 75 % als Metall wieder. Den Rest hält man als oxydisches Pulver, sog. blue powder. Man gewinnt von er Gesammtmenge des bei der Entsilberung verwendeten Zinks 50 s 60 % durch die Destillation im metallischen Zustande wieder. Das ue powder hält noch 17 bis 18 Unzen Silber per t zurück und ist schwer erwerthbar. Es geht zum Theil an Zinkhütten nach Europa.

In Cheltenham bei St. Louis beträgt der Einsatz in die Retorte 50 Pfund. Die Dauer einer Destillation beträgt 8 Stunden, der Brenntoffverbrauch 450 Pfund Koks.

Zwei Oefen werden durch einen Arbeiter bedient.

In Omaha werden 8 bis 900 Pfund in eine Retorte eingesetzt und 6 Stunden abdestillirt.

Das bei der Destillation erhaltene Reichblei hat im Durchschnitt 0 % Silbergehalt.

Die feststehenden Oefen enthalten als Destillirgefässe Retorten, öhren oder Tiegel. Sie werden entweder mit Koks, mit Steinkohlen der mit Gas geheizt.

In den Vereinigten Staaten werden Oefen dieser Art nur noch selten ngewendet. Als solche Oefen seien erwähnt der Ofen, welcher in heltenham bei St. Louis neben den Faber du Faur-Oefen in Anwendung teht und der Tatham-Ofen.

Der Ofen zu Cheltenham, durch Steinkohlen geheizt, ist aus Figur 345 rsichtlich. a ist der Rost für Steinkohlenfeuerung, A ist die Graphitretorte, die Vorlage, d der Fuchs. Der Einsatz beträgt 630 Pfund Reichschaum, er Kohlenverbrauch 700 Pfund pro Einsatz. Die Destillation dauert bis 10 Stunden.

Das Reichblei wird am Boden der Vorlage abgestochen.

Der Tatham-Ofen, welcher auf den Delaware lead works in nwendung steht, wird mit Koks geheizt und ist aus Figur 346 ersichtch. a ist die Retorte; b b b sind 3 Fuchsöffnungen. Die Koks werden on oben aufgegeben. Die Asche wird durch die Oeffnung z ausgezogen. er Einsatz beträgt 500 Pfund. Das Reichblei wird am Boden der Rerte abgestochen, während die Retortenrückstände durch den Hals derlben ausgezogen werden.

Der in Port-Pirie in Süd-Australien in Anwendung stehende efen mit Steinkohlenfeuerung ist aus den Figuren 347 bis 350 er-

sichtlich. a ist die Retorte, b der Rost, c der Essencanal. Je 4 di
Oefen liegen in einem Massiv nebeneinander. Der Einsatz in die Reto

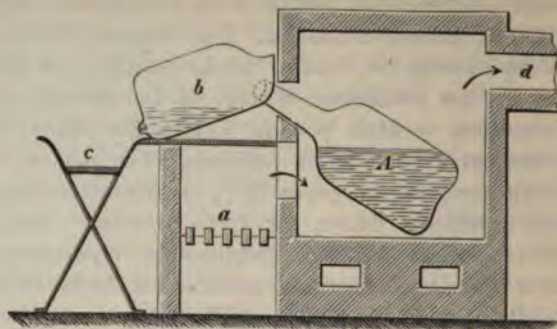


Fig. 345.

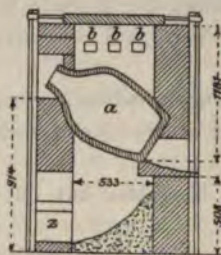


Fig. 346.

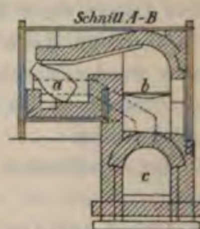


Fig. 347.

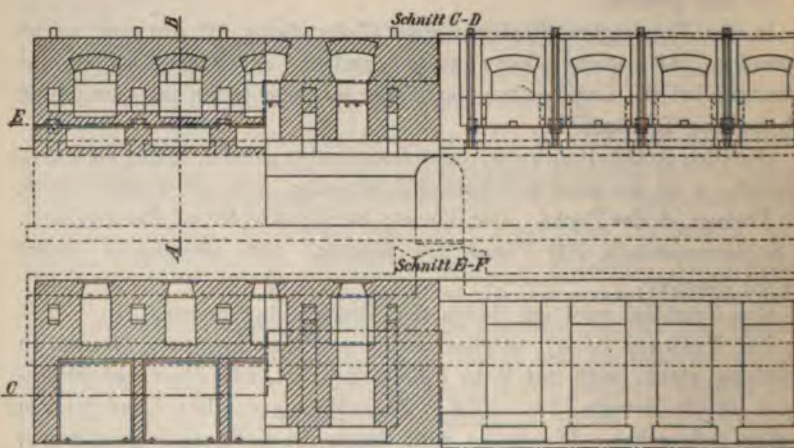


Fig. 348 bis 350.

beträgt 750 Pfund. Der Steinkohlenverbrauch für die Destillation e
Einsatzes beläuft sich auf 100 % vom Gewichte des Reichschaums.
24 Stunden werden 2 Einsätze destillirt. Eine Retorte hält im Du

schnitte 30 Einsätze aus. 1 Arbeiter bedient 4 Oefen. Das erhaltene Reichblei enthält 15 % Silber.

Auf den meisten Werken des europäischen Continents wendet man feststehende Oefen mit röhrenförmigen Destillirgefässen und Gasfeuerung an (Friedrichshütte, O.-S., Braubach, Ems, Binsfeldhammerhütte und Münsterbusch bei Stolberg, Hoboken bei Antwerpen). Die Zahl der Röhren geht bis 5. Sie bestehen entweder ganz aus Graphit und dem erforderlichen Thonzusatz oder aus Thon mit einem aus Thon und Kohle (Koks, Holzkohle, Steinkohle, Graphit) hergestellten Futter (Patent Landsberg). Die grössten Röhren sind 60 cm hoch, 70 cm breit und fassen 1 t Zinkschaum (Binsfeldhammerhütte bei Stolberg). Die Vorlagen sind cylindrisch, cylindrisch mit Ausbauchung oder kegelförmig. Im grossen Durchschnitte halten die Destillirgefässe dieser Oefen 30 Einsätze aus.

Die Einrichtung des älteren Ofens zu Friedrichshütte in Oberschlesien mit 3 neben einander liegenden Retorten (die neuesten Oefen

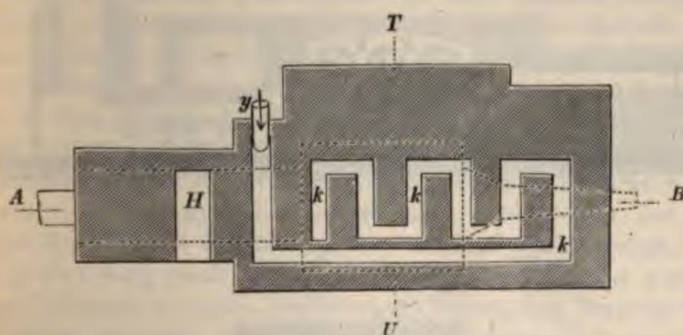


Fig. 351.

besitzen 5 neben einander liegende Retorten) ergiebt sich aus den Figuren 351, 352 u. 353. H ist der Gasgenerator, R der Heizraum. Die Verbrennungsluft tritt bei y ein, durchzieht die Canäle k k und gelangt vorgewärmt durch den Schlitz v in den Raum w, wo sie sich mit dem Gas mischt. x sind die aus Graphit und feuerfestem Thon hergestellten Destillirgefässe; u sind die Vorlagen zum Auffangen des Zinks. Das bei der Destillation zurückgebliebene flüssige Blei wird bei p abgestochen. Die Verbrennungsgase ziehen durch den Canal n in die Esse J.

In der neuesten Zeit hat man Oefen mit 5 neben einander liegenden Röhren der gedachten Art eingerichtet. Der Einsatz einer Röhre beträgt 0 kg Reichschaum. Die Destillation eines Einsatzes erfordert 12 Stunden Zeit. Es wird alsdann das Reichblei abgestochen. Darauf setzt man 0 kg Reichschaum nach, destillirt wieder 12 Stunden lang und sticht das erhaltene Reichblei wieder ab. Zu den nun verbliebenen Rückständen setzt man 25 kg Saigerblei vom Saigern des Zinkschaums mit gegen

0,003 % Silber, um den grössten Theil des Silbergehaltes aus den R
ständen auszuziehen, und sticht nach einstündigem Erhitzen das auf 0,7
Silber angereicherte Blei ab. Das den Rückständen zugesetzte Saige
hat die Form von kleinen Barren von 12,5 kg Gewicht. (Die jetzt
bliebenen Rückstände werden mit Eisenfrischschlacken und Kalk auf R
blei verschmolzen.) Eine Retorte hält durchschnittlich 35 Betriebstage
Auf 100 t verarbeiteten Reichschaums werden gegen 7 Retorten verbra
Der Brennstoffverbrauch mit Einschluss der als Reductions- und

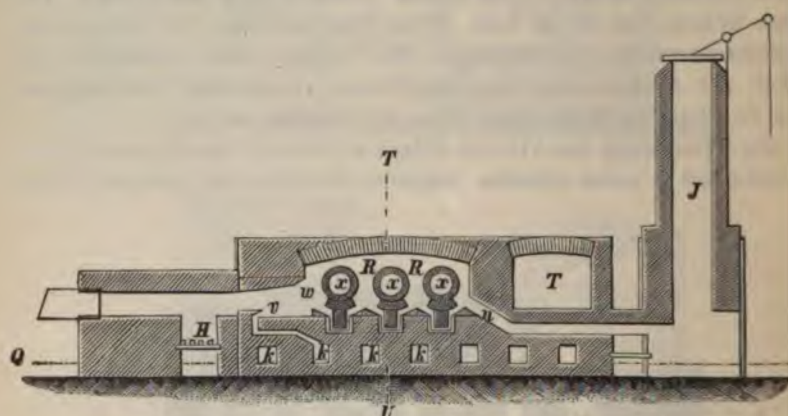


Fig. 352.

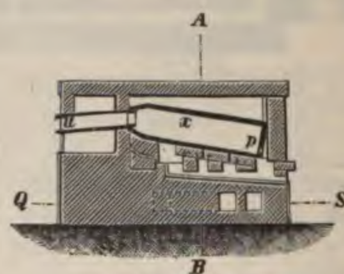


Fig. 353.

lockerungsmittel in die Retorte eingeführten Cinders beträgt 95 bis 1
vom Gewichte des Reichschaums.

Man erhält bei der Destillation des gesaigerten Zinkschaums, we
bei der Entsilberung des in Friedrichshütte erzeugten Bleis von 0,0
0,10 % Silbergehalt erhalten und dann gesaigert worden ist, Reichblei
einem durchschnittlichen Silbergehalte von 1 %. Dasselbe wird von N
mit Zink entsilbert. Der hierbei erhaltene Zinkschaum wird nach
gängigem Saigern gleichfalls der Destillation in der gedachten Weise u
worfen und liefert dann ein Reichblei mit 7 % Silber, welches
trieben wird.

Im Betriebsjahre 1892/93 betrug das Ausbringen aus dem gesaigerten Zinkschaum

68 % Reichblei
14 % Zink
10 % Gekrätz.

In Braubach liegen je 2 Retorten nebeneinander in einem Ofen.

Der Einsatz in eine Retorte beträgt 275 kg Reichschaum, welchem man 1 % Holzkohle beimengt. Die Dauer der Destillation beträgt 12 bis 13 Stunden. Man erhält 60 % Reichblei mit 10 bis 12 % Silber und 2 % Zink, 3 % Gekrätz mit 70 % Zink, 20 % Kupfer und 35 % Zink. Das Ausbringen an Zink soll 96 % des ganzen Verlaufes betragen. Die Retorten sind nach dem Patent Landsberg hergestellt. Eine Retorte soll 150 Destillationen aushalten. Der Brennstoffverbrauch beträgt 60 bis 70 % an Steinkohle vom Gewichte des Reichschaums.

In Hoboken bei Antwerpen, wo man ähnliche Gasöfen und Retorten wie in Braubach anwendet, gebraucht man auf 100 G.-Th. Reichschaum 55 bis 70 G.-Th. Steinkohle, 1 G.-Th. Holzkohle und erhält 11 bis 16 % Retortenrückstände. (Es ist daselbst auch versuchsweise ein Faber du Faur-Kippofen im Betriebe, welcher indess viel theurer arbeitet als der gedachte Gasofen. Derselbe gebraucht auf die nämliche Menge Reichschaum doppelt so viel Koks als der Gasofen, verbraucht viel mehr Retorten und liefert mehr Retortenrückstände. Der Vorzug der Gasöfen vor den Kippöfen mit Koksfeuerung ist hierdurch klar dargelegt.)

In Freiberg geschieht das Abdestilliren des Zinks aus dem Reichschaum in Graphittiegeln (nach Morgan's Patent), von denen je einer in einen runden Windofen (von 0,79 m Weite und 0,9 m Tiefe bis zur Rostfläche) eingesetzt wird. Das Einsetzen geschieht von oben nach dem Abheben des aus Thonplatten bestehenden Ofendeckels.

Der Graphittiegel (von 40 cm Weite oben, 55 cm Höhe und 5 cm Stärke) ist mit einer Graphithaube von 20 cm Höhe und mit einem aus Graphit hergestellten Abzugsrohre (von 50 cm Länge, 80 cm lichter Weite und 2,5 cm Wandstärke) versehen. Das Abzugsrohr für die Zinkdämpfe mündet in einen Kasten aus Eisen (50 cm hoch, oben 17,5 cm weit, unten 25 cm weit), in welchem sich dieselben condensiren.

Die Einrichtung des Ofens mit Graphittiegel und Vorlage ergiebt sich aus Fig. 354.

t ist der Graphittiegel mit der abnehmbaren Haube v. E ist der Heizraum, x der Rost. m ist das Abzugsrohr für die Zinkdämpfe, P die gusseiserne Vorlage. Der Tiegel steht auf dem Untersatz z und kann nach dem Aufheben des Deckels D aus dem Heizraum herausgenommen werden. Als Brennstoff benutzt man Koks, welche um den Tiegel herum auf dem Roste aufgehäuft werden. Die Verbrennungsgase treten durch den Canal u in eine Esse.

Der Zinkschaum wird mit 1 % grobem Holzkohlenpulver g und dann, nachdem der Boden des Graphittiegels mit einer dünne von Kohlenstücken bedeckt ist, in den Tiegel eingetragen. Die eines Einsatzes beträgt 225 kg. Nach dem Aufkitten der Haube a Tiegel wird der freie Raum zwischen Tiegelwänden und Ofenscha auf die Roste mit Koksstücken von Wallnuss- bis Hühnereigrösse und von der Hälfte der Höhe der Haube ab mit glühenden Kokss besetzt. Alsdann wird der Deckel des Ofens aufgesetzt. Sobald K oxyd aus dem Abzugsrohr der Haube austritt, wird der Deckel de densators aufgelegt. Das Zink sammelt sich in Gestalt eines Klu im Condensator an.

Das Abdestilliren des Einsatzes dauert 8—9 Stunden.

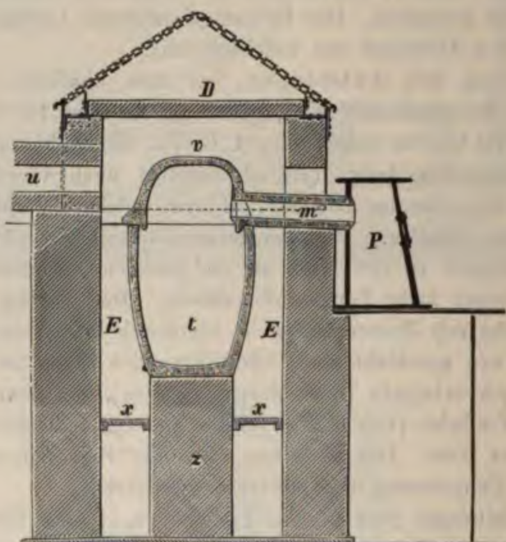


Fig. 354.

Aus 100 Th. Reichschaum erhält man bei der Destillation:

57,17 % Reichblei mit 0,0186 % Gold und 7,35 % Silber,
5,85 % Rückstände mit 0,112 % Gold, 4,608 % Silber und Kupfer,
29,54 % metallisches Zink,
6,35 % Zink in 7,22 % Zinkstaub und Zinkgekrätz.

Von dem Zinkgehalte des Reichschaums gewinnt man 90,4 %, 50 % des zur Entsilberung verwendeten Zinkes wieder.

Der Brennstoffverbrauch beträgt 180 bis 200 kg Koks auf 2 225 kg Reichschaum. Ein Tiegel hält 80 Einsätze aus.

Zu Bagilt in England wendet man gleichfalls Graphittieg Abdestilliren des Zinks aus dem Reichschaum an.

Der Einsatz beträgt 245 bis 285 kg Reichschaum für einen Tiegel. e Dauer der Destillation ist 8 Stunden. Auf einen Einsatz verucht man 160 kg Koks (von der besten Sorte). Man bringt 15 % vom wichte des Reichschaums an Zink, d. i. 45 % des in die Entsilberung gangenen Zinks aus. Die Retortenrückstände betragen 15 % vom Geichte des Einsatzes. Dieselben werden mit reicher Glätte in Flammöfen erfrischt.

Bei der Verarbeitung von 1000 t Reichschaum werden 94,6 Tiegel 100 M. per Stück) verbraucht. Der Koksverbrauch auf 1000 t Reichchaum beträgt 625 t. Auch der Prozess der Tiegeldestillation mit Koks teht der Destillation mit Gasfeuerung nach.

Rösing hat vorgeschlagen, das Abdestilliren des Zinks aus dem eichschaum mit Hülfe von überhitztem, flüssigem Roheisen zu bewirken. urch die hohe Temperatur des Eisens soll das Zink aus dem Reichhaum abdestillirt werden, während sich das silberhaltige Blei unter dem üssigen Eisen ansammelt. Der Prozess soll in mit basischem Futter verehenen Gefässen, welche sich in Kippöfen befinden, ausgeführt werden. eim Kippen der Oefen soll zuerst das Eisen ausfliessen, welches von euem zur Verwendung gelangt, und dann das Reichblei. Dieser Vorhlag ist bis jetzt nicht zur Ausführung gelangt.

Da das Zink im Vacuum bei viel niedrigerer Temperatur siedet als i gewöhnlichem Luftdrucke, so liegt die Frage nahe, ob sich nicht gegnete Apparate zum Abdestilliren des Zinks im luftverdünnten Raume finden lassen.

erschmelzen des Reichschaums mit eisenhaltigen Schlacken im Schachtofen.

Durch Verschmelzen des Reichschaums in Schachtöfen mit eisenltigen Schlacken (Puddelschlacken) ist man in der Lage, das Zink zum össeren Theile zu verschlacken, zum geringeren Theile zu verflüchtigen d das Silber als Blei-Silber-Legirung zu erhalten. Durch Innehaltung er niedrigen Windpressung lässt sich die Verflüchtigung von Blei und lber beschränken.

Dieser Prozess, von Flach und Siéger eingeführt und als „Flachozess" bekannt, ist bei nur einigermaassen hohem Zinkgehalte des ichschaums mit erheblichen Silberverlusten durch Verschlackung und rflüchtigung verbunden. Diese Verluste sind um so geringer, je höher r Bleigehalt des Reichschaums im Verhältnisse zum Zinkgehalte desben ist. In diesem Falle erhält man dafür aber auch silberarmes Reichi, welches beim Abtreiben wieder zu Silberverlusten Anlass giebt.

Aber auch bei bleireichem Reichschaum kann die erfolgende Schlacke ht als werthlos abgesetzt werden, sondern muss zur Ausgewinnung ihres bergehaltes bei anderen Schmelzprozessen zugesetzt werden, wo sie in ge ihres hohen Zinkgehaltes den Schmelzprozess erschwert und ver-

theuert und neue Verluste an Blei und Silber durch Verschlackung und Verflüchtigung herbeiführt.

Das Zink geht bei diesem Prozesse vollständig verloren. Derselbe ist einfach in der Ausführung und billig und erfreute sich dieserhalb früher allgemeiner Anwendung. Wegen der gedachten Nachtheile ist er aber von den meisten Werken wieder verlassen und durch das Abdestilliren des Zinks aus dem Reichschaum verdrängt worden.

So lange der Preis des Zinks so hoch ist, dass der Werth des beim Abdestilliren des Zinks aus dem Reichschaum wiedergewonnenen Zinks die Kosten der Destillation deckt und so lange die Silberverluste beider Prozesse nicht erheblich von einander abweichen, wird man dem Destilliren den Vorzug vor dem Flach'schen Verfahren geben.

Das Abtreiben des Zinks aus dem Reichschaum.

Das Abtreiben des Zinks aus dem Reichschaum durch oxydirendes Schmelzen desselben, wobei die Entfernung des Zinks durch Zusatz von Bleiglätte befördert wird, ist mit hohen Silberverlusten verbunden, indem man silberreiche zinkhaltige Krätzen erhält, welche wieder einer mit hohen Silberverlusten verbundenen Verarbeitung in Schachtöfen bedürfen. Dieser Prozess, welcher früher auf einigen Werken in Treiböfen ausgeführt, auch wohl mit dem Abtreiben des Bleis vom Silber vereinigt wurde, ist wegen der hohen Metallverluste und des gänzlichen Verlorengehens des Zinks zu verwerfen.

Schmelzen des Zinkschaums mit Chloriden der Alkalien.

Dieser Prozess bezweckt die Verwandlung des Zinks in Chlorzink durch Einrühren von Chloralkalien in den geschmolzenen Reichschaum. Derselbe stand früher auf einigen Hüttenwerken des Continentes in Anwendung, ist aber längst verlassen worden, weil er theuer und umständlich war, zu Silberverlusten Anlass gab und das Zink, soweit es nicht als Chlorzink verflüchtigt wurde, in eine werthlose Chlorzinkschlacke überführte.

Die Oxydation des Zinks mit Hülfe von Wasserdampf und das Auslaugen des Zinks aus dem entstandenen Gemenge von Zinkoxyd, Bleioxyd und silberhaltigem Blei.

Dieser Prozess beruht auf der Zerlegbarkeit des Reichschaums in Reichblei und in ein Gemenge von Zinkoxyd, Bleioxyd und Reichblei durch Einleiten von gespanntem Wasserdampf in den geschmolzenen Reichschaum sowie auf der Löslichkeit des Zinkoxyds in Säuren sowohl als in Ammoniumcarbonatlösung. Man erhält das Zink bei demselben als basisches Carbonat, als Oxyd oder als Sulfat. Derselbe ergiebt das höchste S[illegible] ausbringen von den verschiedenen Methoden der Entfernung des Zinks aus dem Reichschaum, da er aber verwickelt und theuer in der Ausfü[illegible]

so hängt die Ausführbarkeit desselben von der Verwerthbarkeit der khaltigen Nebenerzeugnisse zu hohen Preisen ab. Bei hohen Preisen s Zinks im Vergleiche zu den Preisen von zinkhaltigen Erzeugnissen des ozesses steht er dem Destillirverfahren nach.

Der Prozess verlangt einen bleireichen und in Folge dessen silbermeren Zinkschaum, weil andernfalls die Zerlegung desselben durch Wasserdampf in Folge seiner Schwerschmelzbarkeit nur unvollständig gelingt.

Zersetzung des Reichschaums durch Wasserdampf.

Das Verfahren der Zerlegung des Zinkschaums durch Wasserdampf ist von Cordurié angegeben und zuerst auf der Rothschild'schen Hütte bei Havre (Frankreich) ausgeführt worden. Es führt desshalb auch den Namen „Cordurié-Verfahren".

Dasselbe besteht in dem Einschmelzen des Reichschaums in einem mit einer Haube mit Abzugsrohr versehenen Kessel aus Gusseisen oder Gussstahl und in dem Durchleiten von gespanntem Wasserdampf ($1^{1}/_{2}$ bis 5 Atm.) durch die zur Rothglut erhitzten geschmolzenen Massen.

Der geschmolzene, zur Rothglut erhitzte Reichschaum zersetzt in Folge seines Zinkgehaltes den Wasserdampf in seine Elemente. Das Zink verbindet sich mit dem Sauerstoff des Wasserdampfes und Wasserstoff entweicht. Da beim Einschmelzen sowohl wie beim eigentlichen Zersetzungsprozess die atmosphärische Luft nicht ganz abgehalten werden darf (es muss jede Spannung über dem Metallbade vermieden werden, weil andernfalls Explosionen durch den Wasserstoff herbeigeführt werden), so wird ausser Zink auch ein sehr bedeutender Theil Blei oxydirt. Es bildet sich Zinkoxyd und Bleioxyd. Diese Körper mengen sich zuerst mit der flüssigen Masse, erscheinen aber nach Ablauf einer bestimmten Zeit als ein lockeres graugrünes Pulver auf der Oberfläche des Metallbades. Das unzersetzt bleibende metallische Blei, welches zum grossen Theile schon während des Einschmelzens des Reichschaums aussaigert, sammelt sich auf dem Boden des Kessels an. Ein Theil des Bleis bleibt in der Gestalt feiner Kügelchen in dem oxydischen Theil zurück. Kupfer und Antimon werden zum Theil durch den Sauerstoff der zutretenden Luft oxydirt, zum Theil bleiben sie in dem Blei zurück.

Man erhält demnach als Ergebniss der Behandlung des geschmolzenen rothglühenden Reichschaums mit Wasserdampf einen aus einer Blei-Silber-Legirung bestehenden metallischen Theil und einen den Zinkgehalt des Reichschaums im Zustande des Oxyds enthaltenden, aus Zinkoxyd und Bleioxyd mit eingemengten Theilen von silberhaltigem Blei bestehenden oxydischen Theil, welcher letztere als ein trockenes Pulver über dem metallischen Theile lagert.

In Lautenthal und Altenau, wo Reichschaum von der oben angegebenen (Seite 547) Zusammensetzung diesem Verfahren unterworfen wird,

enthält der metallische Theil 2 bis 4 % Silber, der oxydische T[illegible] bis 2 %.

Die nähere Zusammensetzung des metallischen und oxyd[illegible] Theiles von beiden Hüttenwerken ist aus den nachstehenden An[illegible] von Rösing ersichtlich.

Metallischer Theil

	Altenau	Lautenthal
Pb	96,3448	95,1404
Zn	0,0027	0,0023
Cu	0,8279	0,4645
Ag	2,4100	3,6500
Bi	0,0142	0,0169
Sb	0,3914	0,7201
Fe	0,0054	0,0044
Cd	Spur	Spur
Ni	0,0036	0,0014

Oxydischer Theil

	Altenau	Lautenthal
Pb	37,845	30,065
PbO	32,14	36,87
Zn	1,35	1,90
ZnO	23,37	23,24
Cu	1,12	1,24
Ag	1,245	1,855
Bi_2O_3	0,43	0,44
Sb_2O_3	1,06	0,57
As_2O_3	Spur	—
Fe_2O_3	1,44	3,82
Cd	Spur	Spur
Ni	Spur	Spur

In Lautenthal wird ein Theil des Reichschaums in Menge[illegible] je 10 t in einem Gusseisenkessel, welcher mit einer Haube aus Sch[illegible] eisen versehen ist, eingeschmolzen. Die Einrichtung des Kessels ist äh[illegible] wie Seite 444 Fig. 277 bis 279 beim Raffiniren des Bleis dargelegt is[illegible] Folge des Gehaltes an Zink und Oxyden geht das Einschmelzen zie[illegible] langsam von statten. Nach 8 Stunden befindet sich der Reichscha[illegible] einem halbgeschmolzenen Zustande und in Rothglut. Man leitet n[illegible] den Boden des Kessels Wasserdampf von 2 Atm. Spannung, welcher [illegible] in heftiger Weise auf das Zink einwirkt. Nach vierstündigem Durch[illegible] von Wasserdampf ist die Oxydation des Zinks beendigt. Das End[illegible] Prozesses erkennt man daran, dass keine Zinkflammen mehr aus [illegible] dem Metallbade entnommenen Probe aufsteigen.

Da durch den Wasserdampf stets gewisse Mengen silberhaltigen Flugstaubs mitgerissen werden, so muss derselbe durch möglichst lange Condensationsrohre geführt werden, in welchen sich der Flugstaub absetzt. Dieselben müssen in bestimmten Entfernungen nach unten hin offene Stutzen mit hydraulischen Verschlüssen besitzen, um bei etwaigen Explosionen von Knallgas einen Ausweg für die Gase zu gestatten. Derartige Explosionen werden leicht durch eine Vermehrung des Druckes in der Haube (über dem Metallbade) herbeigeführt. Es müssen daher die Gase aus der Haube sofort durch ein gut ziehendes Abzugsrohr entfernt werden. Man befördert den Zug durch Einführung eines Dampfstrahles in das Abzugsrohr.

Der Lautenthaler Flugstaub hat die nachstehende Zusammensetzung:

ZnO	95,60	As	Spur
Zn	0,12	Sb	0,17
PbO	28,2	Fe_2O_3	0,34
Pb	0,71	Al_2O_3	0,24
Ag	0,03	Unlösl. Rückstand	0,42
Cu	0,17		

Der Flugstaub wird zur Ausgewinnung seines Silbergehaltes mit Säuren ausgelaugt, wobei das Silber im Rückstande verbleibt.

Ein Kessel hält gegen 12 Einsätze aus. Man erhält aus 100 G.-Th. Reichschaum gegen 50 bis 54 G.-Th. Reichblei und gegen 46 bis 50 G.-Th. Oxyde. Der Brennstoffverbrauch zur Zerlegung von 100 G.-Th. Reichschaum beträgt 13 % Steinkohlen, nämlich 9 % zur Heizung des Kessels und 4 % zur Erzeugung des Dampfes. Zur Bedienung eines Kessels ist ein Arbeiter erforderlich. Von den Erzeugnissen des Verfahrens kommt das Reichblei zum Abtreiben, während das Oxydgemenge nach der Befreiung desselben vom Zink beim Abtreiben des Reichbleis zugesetzt (eingetränkt) wird.

Auslaugen des oxydischen Theiles.

Der oxydische Theil wurde früher beim Abtreiben des Reichbleis ohne vorgängige Entfernung des Zinks aus demselben eingetränkt. Hierdurch gelang es aber nicht, den Silbergehalt vollständig in das Blei überzuführen, indem die zinkhaltigen Oxyde nach dem Eintränken noch 0,20 bis 0,40 % Silber zurückhielten. Die eingetränkten Oxyde wurden mit bleihaltigen Vorschlägen (Glätte) auf silberhaltiges Blei verschmolzen oder beim Verschmelzen von silberhaltigem Bleiglanz auf Blei zugesetzt. In beiden Fällen waren Silberverluste durch Verschlackung unvermeidlich. Dieses Verfahren wurde durch das Eintränken der Oxyde nach der vorgängigen Auslaugung des Zinkoxydes aus denselben ersetzt. Die von dem Zinkoxyd befreiten Oxyde lassen sich ohne Schwierigkeit beim Abtreiben des Reichbleis eintränken, hierbei vereinigt sich das in den ausgelaugten

Oxyden enthaltene silberhaltige Blei, der Träger des Silbers, mit dem im Treibheerd befindlichen silberhaltigen Blei, während das Bleioxyd sich mit der Glätte vereinigt.

Als beste Lösungsmittel für das Zinkoxyd haben sich einerseits Ammoniumcarbonat, andererseits Schwefelsäure erwiesen.

Wo Schwefelsäure billig zu beschaffen und gleichzeitig ein lohnender Absatz von Zinksulfat vorhanden ist, wird man derselben wegen der Einfachheit des Verfahrens und der guten Lösekraft der Säure den Vorzug vor dem Ammoniumcarbonat einräumen.

Die Entfernung des Zinkoxyds aus dem oxydischen Theile mit Hülfe von Ammoniumcarbonat.

Dieser von dem Verfasser angegebene Prozess[1]) beruht auf der guten Löslichkeit des Zinkoxyds in einer Ammoniumcarbonatlösung und auf der Möglichkeit, aus der ammoniakalischen Zinklösung durch Kochen derselben einerseits Ammoniak und einen Theil Kohlensäure austreiben und wiedergewinnen zu können, andererseits das Zink als basisches Carbonat niederschlagen zu können, welches Salz durch Glühen in Zinkoxyd verwandelt werden kann. Die ursprüngliche Lösungsfähigkeit des Ammoniumcarbonats wird durch Einleiten der (an das basische Zinkcarbonat übergegangenen) verlorenen Kohlensäure in dasselbe wieder hergestellt.

Dieser Prozess stand zuerst auf der Hütte zu Lautenthal in Anwendung, wo er indess durch die Auslaugung der Oxyde mit Hülfe von Schwefelsäure verdrängt worden ist. Gegenwärtig steht er noch auf der Hütte zu Hoboken bei Antwerpen in Anwendung, kommt daselbst aber auch durch die Einführung der Aluminium-Zink-Entsilberung in Wegfall.

Das Oxydgemenge wird in liegenden Cylindern aus Schmiedeeisen in Mengen von 1 bis $1\frac{1}{2}$ t 12 Stunden lang mit einer Lösung, welche 9 % Ammoniak und 9 % Kohlensäure enthält, behandelt.

Die Einrichtung des Lösekessels ist aus den Figuren 355, 356 und 357 ersichtlich. a ist eine durch einen Deckel mit Gummidichtung verschliessbare Oeffnung zum Einfüllen der Oxyde. b ist das durch ein Ventil verschliessbare Rohr zum Einlassen der Ammoniakflüssigkeit; c und d sind gleichfalls durch Ventile verschliessbare Oeffnungen zum Ablassen der Zinklösung; g ist ein verschliessbares Mannloch zum Herausholen der Rückstände; f ist ein Rohr zum Einführen von Waschwasser in das Gefäss; e ist ein Rohr zum Einlassen bzw. Auslassen der Luft. Das Rührwerk besteht aus der Welle k, aus den an derselben befestigten Armen m und aus den an den letzteren befestigten Rührflügeln h. Welle und Arme bestehen aus Schmiedeeisen, die Rührflügel aus Gusseisen. Der Antrieb des Rührwerks erfolgt von der Riemscheibe i aus. Nach be-

[1]) Preuss. Minist.-Zeitschr. für Berg-, Hütten- u. Salinenwesen. Bd. XXV 1880.

: Lösung lässt man die
keit mit den in ihr sus-
en festen Theilen sowie
ssigen Schlamm in ein
efäss (Monte-jus) aus
ler Schmiedeeisen fliessen
ckt den Inhalt desselben
fe von comprimirter Luft
Filterpresse mit Kaut-
lichtung der Kammern,
cher die Scheidung der
keit von den festen Oxy-
olgt.
ie letzteren werden zu-
mit den im Lösege-
rbliebenen, hauptsäch-
s Bleikörnern bestehen-
ückständen, welche
n Lösegefäss durch das
den desselben befind-
Mannloch herausgeholt
, in Gefässen aus Guss-
nit gespanntem Wasser-
(5 Atm. Spannung) be-
, um die letzten Antheile
nmoniak aus denselben
eiben und nutzbar zu
.
an erhält hierbei trockene,
moniak freie Oxyde mit
3 % Silber und tränkt
n, wie erwähnt, beim
en des Reichbleis im
en Treibofen ein.
ie durch Filtriren von
sten Massen getrennte
keit enthält das Zink
oxydammoniumcarbonat,
in Ammoniumcarbonat
moniak. Durch Kochen
se Flüssigkeit in Wasser,
Gemenge von Zinkhy-
und basischem Zinkcar-
elches als schneeweisser

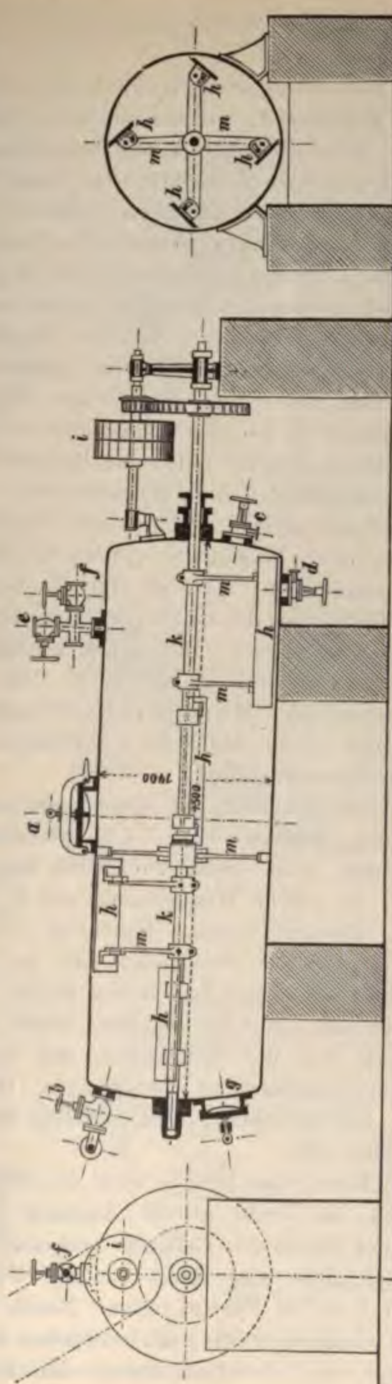


Fig. 355 bis 357.

Niederschlag im Wasser suspendirt ist, in Ammoniakgas und Kohlensäuregas zerlegt.

War der zersetzte Zinkschaum kupferhaltig, so enthält der oxydische Theil Kupferoxyd, welches von dem Ammoniumcarbonet gleichfalls gelöst wird. Beim Kochen der ammoniakalischen Zinklösung fällt das Kupfer als Oxyd nieder und färbt das basische Zinkcarbonat grau. Einerseits um die Verunreinigung dieses Salzes bzw. die graue Farbe des aus demselben durch Glühen hergestellten Zinkoxyds zu verhüten, andererseits um das in Lösung gegangene Kupfer zu gewinnen, fällt man das Kupfer vor dem Kochen der Flüssigkeit durch metallisches Zink aus. Es geht dann von dem letzteren ein der Menge des Kupfers äquivalenter Theil in Lösung, während das Kupfer metallisch niederfällt.

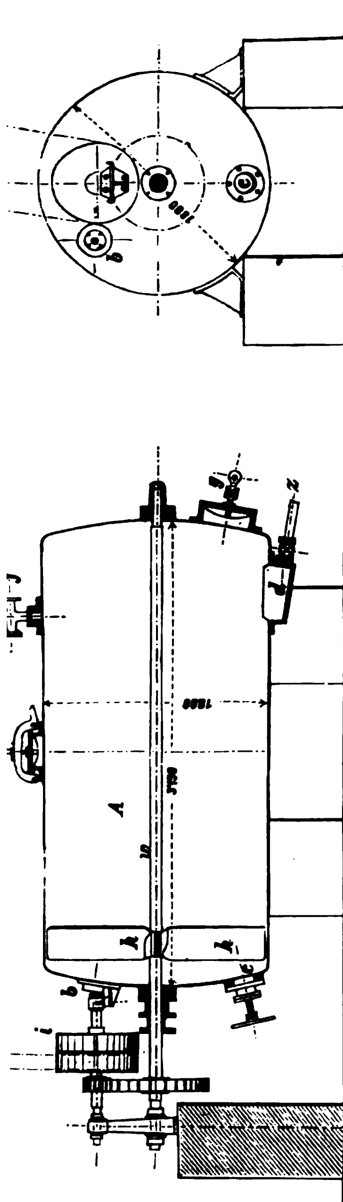
Man lässt daher die von den Oxyden getrennte Flüssigkeit aus der Filterpresse in ein aus Schmiedeeisen hergestelltes Fällgefäss fliessen, in welchem dieselbe durch ein Rührwerk in fortwährende Berührung mit dem eingebrachten Zink gebracht wird. Die Einrichtung eines derartigen Fällgefässes ergiebt sich aus den Figuren 358 und 359. A ist der aus Schmiedeeisen hergestellte cylindrische Fällkessel. Durch e wird die Flüssigkeit eingelassen. a ist die mit Kautschuckdichtung versehene Oeffnung zum Einbringen des Zinks. h h sind die an der horizontalen Welle w befestigten Rührflügel. Das niedergeschlagene Kupfer sammelt sich auf dem Boden des Gefässes an und wird durch das Mannloch g aus demselben herausgeschafft. Die kupferfreie Flüssigkeit wird durch c und der Rest derselben durch das Rohr z abgelassen. Durch f wird Waschwasser in das Gefäss eingelassen.

Das Kochen der ammoniakalischen Zinklösung behufs Rückgewinnung des Ammoniaks und Niederschlagen des Zinks geschieht in stehenden, nach unten zu conisch zugespitzten Cylindern aus Schmiedeeisen, in welche Wasserdampf von 5 Atmosphären Spannung eingeleitet wird. Directe Feuerung lässt sich nicht anwenden, weil sich sonst das Zinkcarbonat auf dem Boden und an den Wänden des Gefässes niederschlagen und Kesselstein bilden würde. Ausserdem hat Wasserdampf die Eigenschaft, beim Durchströmen durch die kochende Flüssigkeit das Ammoniak und die Kohlensäure mit sich zu reissen und dadurch den Destillationsprozess zu beschleunigen. Der letztere dauert 12 bis 15 Stunden.

Die Einrichtung des Destillirgefässes ergiebt sich aus den Figuren 360 und 361.

Durch das Rohr a wird die Zinklösung in das Gefäss eingeführt. Durch das Ventil c tritt Abdampf von Dampfmaschinen in das bis auf den Boden des Gefässes reichende Rohr m ein. Falls derselbe nicht genügt, lässt man direct aus dem Dampfkessel Wasserdampf durch das Rohr b in das Rohr m treten. Durch diesen Dampf wird die Flüssigkeit zum Kochen gebracht. Es entweichen Ammoniak, Kohlensäure und Wasserdampf aus derselben durch das Rohr e nach den Dephlegma-

Condensationsvorrichtungen, während in gleichem Maasse, wie Am-ak entweicht, das basische Zinkcarbonat in dem Destillirgefässe nieder-



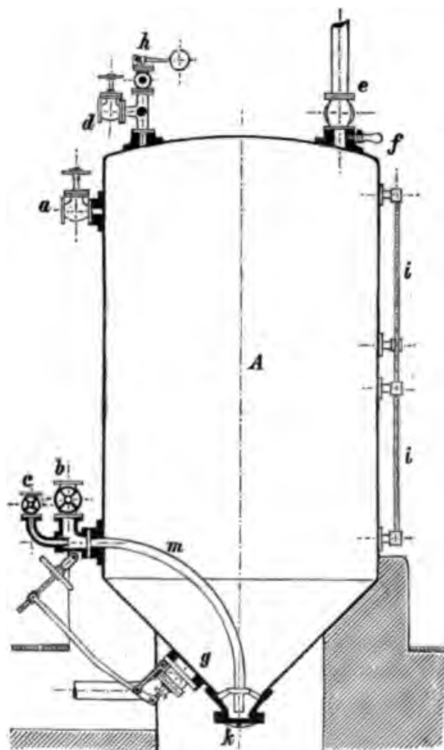


Fig. 358 und 359.

Fig. 360 und 361.

chlagen wird. Da es auf dem conischen Boden des Gefässes stets von iem **mit dem Wasserdampf** in Berührung kommt, so wird es verhindert,

[illegible] vom [illegible]

[illegible] [illegible] entfernt [illegible]

[illegible] Flüssigkeit [illegible] durch [illegible]

[illegible] ein Futter[illegible]

[illegible] erforderlich [illegible]

[illegible] andern [illegible] wird [illegible]

[illegible] entweder [illegible] aus [illegible] Auswasch[illegible] ist [illegible] und [illegible] werden [illegible]

[illegible]

Rosten versehenen Schachtofen verbrannt. Die erzeugte Kohlensäure durch die Compressionspumpe angesaugt.

Die Einrichtung einer Woulf'schen Flasche, deren man drei bis miteinander durch Rohre aus Gusseisen oder Schmiedeeisen zu einem nge vereinigt, ergiebt sich aus den Figuren 262, 263 und 264.

Dieselbe stellt einen Cylinder v aus Schmiedeeisen dar. Durch Rohr b treten Ammoniak, Kohlensäure und etwa noch nicht conden-er Wasserdampf in das zum Theil mit Wasser bzw. ammoniakhaltigem sser gefüllte Gefäss ein. Die nicht absorbirten Gase treten durch das hr f in einen zweiten Condensator. Durch das Rohr c wird Kohlen-re eingeführt, um überschüssiges Ammoniak in Ammoniumcarbonat zu

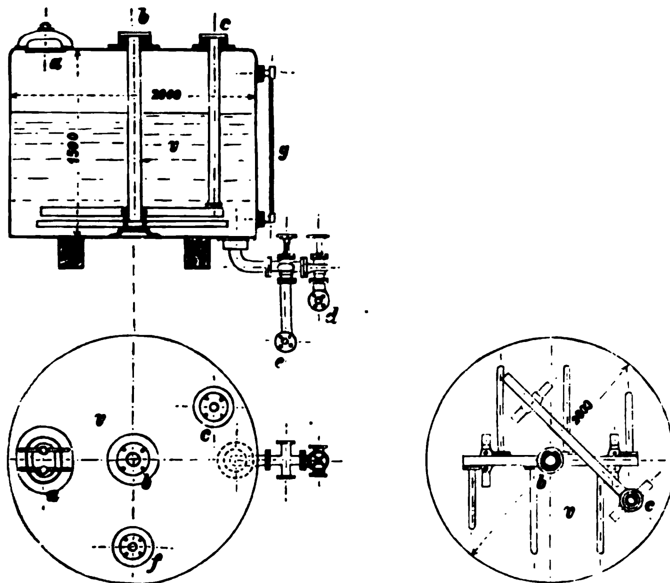


Fig. 362 bis 364.

wandeln. Die Flüssigkeiten werden bei e abgelassen. g ist ein Wasser-dszeiger, a ein Mannloch.

Die Anordnung der Apparate einer neueren Anlage (Hoboken i Antwerpen) ergiebt sich aus den Figuren 365 und 366. f f sind die egefässe. Die ammoniakalische Zinklösung wird aus denselben in das uckfass y abgelassen, aus welchem sie nebst den in ihr suspendirten festen heilen mit Hülfe von comprimirter Luft in die Filterpressen e e gedrückt ird. Aus den letzteren gelangt sie, falls sie kupferfrei ist, in das Druck-s z und dann in das Destillirgefäss g. Ist sie kupferhaltig, so wird sie s den Filterpressen in das Fällgefäss d gedrückt. Nach beendigter Aus-lung des Kupfers lässt man die Flüssigkeit in das Druckfass z ab und ickt sie aus demselben mit Hülfe von comprimirter Luft in das Destillir-

gefäss g. Aus dem letzteren gelangen die bei der Destillation entbunde Gase durch das Rohr r in den Dephlegmator b (der Wasserkasten, welchem er liegt, ist auf der Zeichnung weggelassen). Die in demsel condensirte Flüssigkeit (Phlegma) fliesst in das Sammelgefäss h,

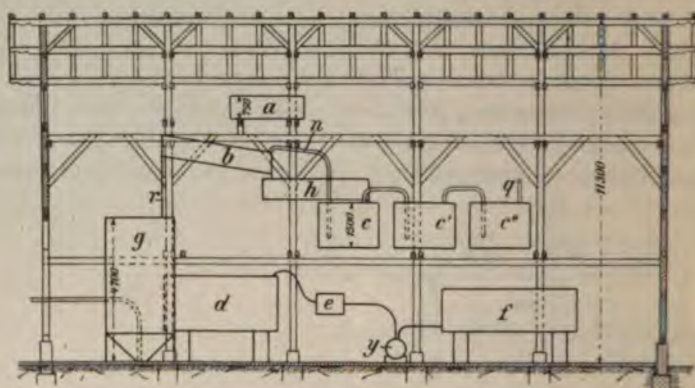


Fig. 365.

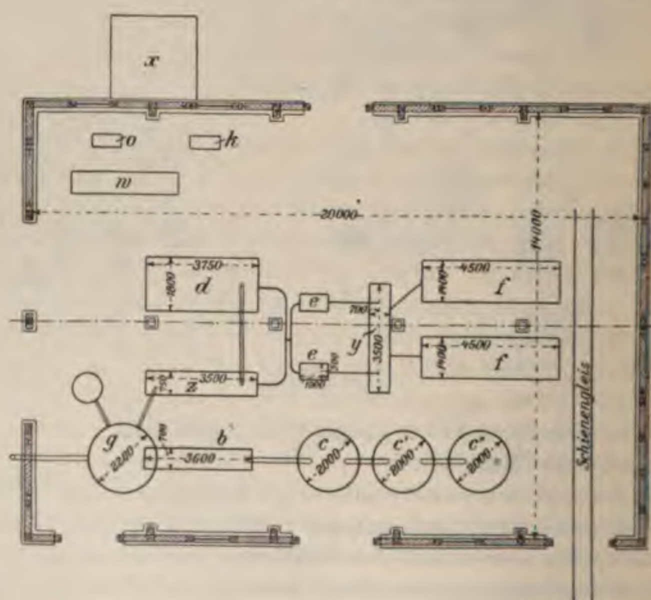


Fig. 366.

welchem sie den Woulf'schen Flaschen c als Vorschlagswasser zugethe oder auch wohl vorher als Waschwasser benutzt wird. Die im Dephle mator nicht condensirten Gase gelangen durch das Rohr n in den erst Condensator c. Die hier nicht verdichteten Gase treten in den Conde

tor c' und dann in den Condensator c''. Die aus der Flüssigkeit des tzteren austretenden Gase, welche hauptsächlich aus Kohlenoxyd und tickstoff (aus dem Koksofen für die Kohlensäure-Erzeugung) bestehen, eten durch das Rohr q in das Freie oder in ein offenes, mit Schwefelsäure gefülltes Gefäss, in welchem etwa mitgerissenes Ammoniak zurückehalten wird. Die in den Condensatoren zurückgehaltene Ammoniumarbonatlösung lässt man durch Verbindungsrohre in die Lösegefässe fliessen, o sie von Neuem als Lösungsmittel dient. a ist ein Wasser-Reservoir; ist der Kohlensäurecompressor, k der Luftcompressor; w ist die Maschine um Heben von Wasser in das Reservoir. Aus dem letzteren gelangt das Wasser in den Dephlegmatorkasten und in die in den Condensatoren bendlichen Kühlrohre. In dem Raume x steht der kleine Schachtofen für ie Erzeugung der Kohlensäure.

Der Verlust an Ammoniak bei diesem Prozesse ist sehr gering.

Das aus der ammoniakalischen Zinklösung niedergeschlagene basische Zinkcarbonat wird durch Glühen in Flammöfen in Zinkoxyd verwandelt. Dasselbe hat eine geringere Deckkraft als das durch Verbrennen von Zink hergestellte Zinkweiss. Auch hat die Farbe stets einen Stich in das Gelbe. Man kann daher mit demselben nicht die Preise des Zinkweisses erzielen. Dagegen wird es von den Chlorzink-Fabriken gut bezahlt. Liegen diese Fabriken in der Nähe der Hüttenwerke, so lässt sich das basische Zinkcarbonat direct an dieselben absetzen.

Auf 1 t Oxyde gebraucht man zur Lösung, Fällung, Destillation etc. 1 bis 1,25 t Steinkohlen.

Zur Herstellung von 1 t Zinkoxyd aus dem basischen Zinkcarbonat gebraucht man $1^1/_4$ bis $1^1/_2$ t Steinkohlen.

Das Mehrausbringen an Silber gegen die Probe beträgt gegen $1^1/_2$ bis 2 %.

Der gedachte Prozess ist verwickelt, erfordert eine complicirte und theure Anlage und eine sachverständige Leitung und liefert das Zink in einer Form, in welchem es unter dem Preise des metallischen Zinks steht. Dagegen hat er den Vortheil eines hohen Silberausbringens.

Die Anwendbarkeit desselben hängt hauptsächlich von dem niedrigen Preise der Kohlen und von der Möglichkeit des Absatzes des basischen Zinkcarbonats zu guten Preisen ab.

Nach den Fortschritten, welche die Destillation des Reichschaums in den Jahren nach der Erfindung des Ammoniakprozesses (1878) gemacht hat und bei den gegenwärtigen hohen Preisen des Zinks wird man an den meisten Orten der Destillation des Zinks trotz des mit derselben verbundenen niedrigeren Silberausbringens den Vorzug vor dem Ammoniakprozesse geben.

Die Entfernung des Zinkoxyds aus dem oxydischen Theile mit Hülfe von Schwefelsäure.

Dieser Prozess ist durch Pfort auf der Hütte zu Lautenthal ausgeführt worden und zeichnet sich dem Ammoniakprozess gegenüber durch seine Einfachheit aus.

Derselbe ist aber nur unter ganz bestimmten Verhältnissen anwendbar, nämlich wenn Schwefelsäure zu niedrigen Preisen zur Verfügung steht und wenn ein lohnender Absatz für Zinksulfat vorhanden ist, wie es zur Zeit für die Lautenthaler Hütte zutrifft.

Verdünnte Schwefelsäure löst das Zinkoxyd aus dem Oxydgemenge auf, ohne das Bleioxyd und das silberhaltige Blei anzugreifen. Auch löst sie aus etwa noch vorhandenem, unzersetztem Reichschaum Zink auf. In Lautenthal (dem einzigen Hüttenwerke, auf welchem dieser Prozess ausgeführt wird) geschieht die Auflösung des Zinkoxyds in mit geneigten Böden versehenen, mit Blei ausgeschlagenen Holzkästen. Das Oxydgemenge wird auf dem geneigten Boden so lange der Schwefelsäure entgegengeführt, als sich noch Zinkoxyd bzw. Zink auflöst.

Die Zinksulfatlösung wird in Klärkästen geklärt, in Pfannen bis zur Krystallisationsdichte eingedampft und dann in Krystallisirkästen abgelassen, in welchen der Zinkvitriol auskrystallisirt. Der bei der Lösung verbliebene Rückstand wird ausgewaschen, getrocknet und beim Vertreiben des Reichbleis eingetränkt.

Eintränken der entzinkten Oxyde.

Das Eintränken der entzinkten Oxyde geschieht bei den durch Ammoniak und durch Schwefelsäure entzinkten Oxyden in gleicher Weise. Sobald das im deutschen Treibofen eingeschmolzene Werkblei von den Verunreinigungen befreit ist, d. i. zu Anfang der Glätteperiode, werden die Oxyde bei abgestelltem Winde portionenweise in das Metallbad eingetragen. Nach dem jedesmaligen Einschmelzen einer Portion wird das geschmolzene, auf der Oberfläche des Bades schwimmende Bleioxyd abgezogen. Erst nachdem die Gesammtmenge des oxydischen Theiles auf diese Weise eingetränkt ist, nimmt der Treibprozess seinen weiteren Verlauf.

Die von dem Treibheerde abgezogenen eingetränkten Massen, die sog. Abzüge, hielten während des Aufenthaltes des Verfassers in Lautenthal 0,06 % Silber. Dieselben werden beim Erzschmelzen zugesetzt.

So lange in Lautenthal das Eintränken der nicht entzinkten Oxyde stattfand, hielten die Abzüge 0,3 % Silber und den gesammten Zinkgehalt der Oxyde.

e Vereinigung des Zinkprozesses mit dem Pattinson-Verfahren.

Eine solche Vereinigung findet nur statt, wenn man den Wismuth-alt des Werkbleis entfernen und gleichzeitig ausgewinnen will. Das zige Werk, welches diesen vereinigten Pattinson- und Zinkprozess aus-rt, ist die Muldener Hütte bei Freiberg.

Das dortige Blei tritt nach vorgängigem Saigern und Raffiniren des-ben mit 0,4 bis 0,8 % Silbergehalt in den Pattinson-Prozess ein. rch denselben wird es in einen wismuthhaltigen silberreichen Theil % Ag) und in einen wismuthfreien silberärmeren Theil zerlegt.

Das wismuthhaltige silberhaltige Blei wird abgetrieben. Die beim treiben fallenden wismuthhaltigen Glätten werden auf Blei bzw. Blei-tte und auf Wismuth verarbeitet.

Das wismuthfreie Blei wird der Zinkentsilberung unterworfen.

Die Pattinson-Batterie umfasst 9 Kessel. Das Werkblei wird in den eiten oder dritten Kessel eingesetzt und erreicht im ersten Kessel 2 % bergehalt, während es im achten oder neunten Kessel auf 0,1 % Silber-alt entarmt wird. Dieses letztere Blei mit 0,1 % Silbergehalt bildet Material für die Zinkentsilberung. Sie besteht in der Entsilberung Bleis in gusseisernen Kesseln, im Aussaigern des Zinkschaums in inen gusseisernen Saigerkesseln, in dem Entzinken des entsilberten is in Flammöfen und im Abdestilliren des Zinks aus dem Reichschaum Graphittiegeln.

Die näheren Verhältnisse des Freiberger Entsilberungsprozesses sind eits oben dargelegt worden.

Blei- und Silber-Verluste beim Zinkprozess.

Die Bleiverluste beim Zinkprozess sollen bei gutem Betriebe 1 bis % des Urwerkbleis nicht übersteigen. Der Silberverlust hängt von der der Verarbeitung des Reichschaums ab. Beim Destillir-Prozesse soll n das Silberausbringen der Probe erhalten, beim Zerlegen des Reich-aums durch Wasserdampf dagegen und Auslaugen des Zinkoxyds soll n (ohne Einrechnung der Hütten-Remedien) den probemässigen Silber-alt um 2 % übertreffen, also ein Ausbringen von 102 % erhalten.

Ueberführung des Silbers aus dem Werkblei in eine Zink-Silber-Legirung.

Auf Grund der Versuche von Roessler und Edelmann ist es glich geworden, den grössten Theil des Silbergehaltes des Werkbleis in er Zink-Silber-Legirung zu concentriren.

Es lässt sich nämlich, wenn jede Oxydation des Metallbades beim tsilbern des Werkbleis durch Zink vermieden wird, ein silber- und kreicher Zinkschaum herstellen, aus welchem das anhaftende Blei

durch Saigerung zum allergrössten Theile entfernt werden kann. Zur Herstellung eines von Oxyden freien Zinkschaums ist es erforderlich, dem zur Entsilberung zu verwendenden Zink eine kleine Menge Aluminium (⅛%) beizumischen. Das letztere verhindert die Oxydation von Zink und Blei. Es ist aber nur dann wirksam, wenn das Metallbad frei von Kupfer und Arsen ist. Es ist daher erforderlich, diese beiden Körper vor der Entsilberung aus dem Blei zu entfernen. Sind nur geringe Mengen von Kupfer im Werkblei vorhanden, so lassen sich dieselben durch Zusatz einer gewissen Menge Zink zu dem Metallbade entfernen. Antimon wirkt wie bei der gewöhnlichen Art der Zinkentsilberung, nur dann schädlich, wenn es in grösseren Mengen vorhanden ist.

Nach den Untersuchungen von Roessler und Edelmann wurde durch 0,1 % Kupfer die Wirkung des Aluminiums aufgehoben, Oxydation eintrat. In gleicher Weise wirkte ein Gehalt von 0,05 % 0,03 % Antimon wirkte noch nicht nachtheilig. Dagegen war die Entsilberung bei 1 % Antimon schon unvollständig und erforderte einen vergleichsweise hohen Aufwand an Zink.

Zur Erläuterung des Verfahrens sei nachstehend der Wortlaut der Begründung desselben durch die Erfinder angeführt.

„1. Wenn man auf 100 kg Blei mit einem Gehalt von 150 g 10 kg aluminiumhaltiges Zink (mit ½ % Aluminium) einschmilzt und unter Umrühren auf 500° erhitzt, so lösen sich gegen 1½ kg Zink im Blei während die übrigen 8½ kg wieder daraus hervorkommen und fast das ganze Silber mitnehmen. Lässt man dann nach Entfernung des silberhaltigen Zinks allmählich bis auf 450° erkalten, so erscheinen noch 5 kg Zink als geschmolzenes Auge oben auf, und lässt man endlich auf 300° erkalten, so scheidet sich noch ein Metallgemenge in schaumartigem Zustande aus, welches gegen 4 kg Zink und den letzten Rest des Silbers enthält.

2. Auf 100 kg Blei mit demselben Silbergehalt wurden jetzt 1,2 kg aluminiumhaltiges Zink (½ % Al) eingeschmolzen, auf der Oberfläche verbreitet und dann durch allmähliches Erhitzen auf 500° unter vorsichtigem Bewegen vollständig in Lösung gebracht. Wenn man es wieder allmählich erkalten lässt, so scheidet sich aber kein Zink als geschmolzenes Auge aus, sondern es erscheint als silberreiche, bei dieser Temperatur unschmelzbare Zinksilberlegirung und bildet mit anhängendem Blei eine breiartige Masse, die gegen 10 % vom Ganzen wiegt, das Silber enthält und von dem darunter befindlichen silberfreien Blei abgehoben werden kann. Wenn man ganz langsam erkalten lässt und die Wände des Einschmelzkessels säubert, wird die Entsilberung vollkommene und es ist zu bemerken, dass der erste Theil des Ab (der Hauptabhub), ca. 4 kg wiegend, sehr reich an Zink und an ist, während der s[illegible] Theil (der Restabhub, ca. wiegend) fast [illegible]enig Zink und Silber

3. Die 4 kg Hauptabhub lassen sich in einem eisernen Kesselchen bei angehender Rothglut (ca. 650°) ohne Anstand zusammenschmelzen und trennen sich dabei in reiche Zinksilberlegirung und in noch Silber enthaltendes Saigerblei. Wenn man das Saigerblei ebenso wie den Restabhub immer bei der Entsilberung der folgenden Partien wieder zusetzt, so bekommt man jedesmal mit der Hälfte des Zinkes in der Zinksilberlegirung den ganzen Silbergehalt des entsilberten Bleies, während die andere Hälfte des Zinkes in dem Armblei bleibt. Der Silbergehalt der Legirung beträgt 20 bis 25 %."

Die vorstehenden Versuche gelten nur für reines Blei. Im Handelsblei verhindern Kupfer und Arsen, wie schon dargelegt ist, die Wirkung des Aluminiums. Ebenso sind grössere Mengen von Antimon hinderlich. Diese Körper sind daher vor der Entsilberung durch aluminiumhaltiges Zink zu entfernen, geringe Mengen von Kupfer und Arsen durch Einrühren von Zink in das Metallbad. Die Erfinder sagen weiter:

„4. 100 kg Blei mit 0,15 % Silber, 0,3 % Antimon, 0,1 % Kupfer und 0,05 % Arsen wurden mit 0,2 % Zink gereinigt, wobei nur wenig Silber herausgenommen wurde und Kupfer und Arsen auf $^1/_4$ und weiter zurückgingen. Dann arbeitete das Verfahren mit 1,2 % Zink vorzüglich; man erhielt ca. 5 kg Hauptabhub, der in 0,7 kg Legirung und 4,3 kg Saigerblei getrennt werden konnte und ca. 7 kg Restabhub. Das Blei war bis auf 2 bis 3 g per t entsilbert.

5. Bei einem Silbergehalt von 0,3 % erforderte die Entsilberung 1,4 % Zink, von 0,5 % = 1,6 % Zink, von 0,7 % Silber = 1,8 % Zink.

Die Legirung wog jetzt 1,2 bis 2,5 kg und hielt 25 bis 35 % Silber. Der Hauptabhub wog 10 bis 15 kg, der Restabhub ca. 7 kg und das Saigerblei 8 bis 12 kg. Um das ganze Zink aufzulösen, musste aber hier von Anfang bis auf 550 bis 600° C. erhitzt werden."

Hiernach wird bei der Entsilberung mit aluminumhaltigem Zink nicht erheblich mehr Zink verbraucht, als bei der gewöhnlichen Art der Zinkentsilberung.

Bei der Ausführung des Verfahrens in grossem Maassstabe ist es nicht möglich, den gesammten Silbergehalt des Werkbleis in eine Zink-Silberlegirung überzuführen. Ein gewisser Theil des Silbers geht beim Aussaigern des Bleis aus der Legirung stets in ein oxydhaltiges Legirungsgemisch (sog. „Oxyde") über. Bei der Entfernung eines geringen Kupfergehaltes aus dem Werkblei mit Hülfe von Zink geht gleichfalls ein Theil Silber in den sog. Kupferschaum über. Es wird daher immer erforderlich sein, diese Zink, Silber und Blei, bzw. Kupfer, Silber, Zink und Blei enthaltenden Nebenerzeugnisse nach den oben dargelegten Methoden der Verarbeitung des Reichschaums zu behandeln, sei es durch Destillation, sei es durch das Flach'sche Verfahren, sei es durch Zersetzung dieser Producte mit Wasserdampf und Auslaugen des hierbei entstandenen Zinkoxyds. Auch stellt sich im Grossen die Menge des erhaltenen oxydischen

Legirungsgemisches und des Saigerbleis erheblich grösser heraus, als durch die gedachten Versuche in kleinerem Maassstabe ermittelt wurde.

Das Verfahren der Herstellung von Zink-Silber-Legirung steht bis jetzt in Anwendung zu Hoboken bei Antwerpen und zu Lautenthal im Harz.

Zu Hoboken bei Antwerpen, wo man Werkblei aus den verschiedensten Ländern entsilbert, wird das Zink mit dem Aluminium für sich eingeschmolzen und im geschmolzenen Zustande in das von seinen Verunreinigungen befreite Werkblei eingelassen. Das Umrühren geschieht in der nämlichen Weise, wie bei der gewöhnlichen Zinkentsilberung. Man erhält zwei silberhaltige Legirungsgemische, nämlich eine an Zink und Silber sehr reiche Legirung, den sog. „Rahm“, und ein zweites an Blei sehr reiches Legirungsgemisch mit dem Rest des Silbers, den sog. „Hauptabhub.“ Der Rahm macht je nach dem Silbergehalte des Werkbleis 1 bis 5 % vom Gewichte des Werkbleis, der Hauptabhub 5 bis 9 % vom Gewichte desselben aus. Der Zinkverbrauch beträgt je nach dem Silbergehalte und den Verunreinigungen des Werkbleis 1,7 bis 2,8 % vom Gewichte desselben. Der Kohlenverbrauch mit Einschluss des Raffinirens des entsilberten Bleis in den Kesseln beträgt pro t Werkblei gegen 12 % vom Gewichte des letzteren.

Rahm und Hauptabhub werden zusammen in Kesseln aus Gusseisen, wie sie bei der Saigerung des Zinkschaums angewendet werden, gesaigert. Hierbei erhält man Zink-Silberlegirung, Staub und Saigerblei. Aus 100 Gew.-Th. des Gemenges von Rahm und Abhub, welches in dem nämlichen Verhältniss in die Saigerkessel eingesetzt wird, wie es aus den Entsilberungskesseln abgehoben wird, erhält man je nach dem Silber-, Zink- und Bleigehalte 9,7 bis 13 % Zink-Silberlegirung, 8,7 bis 12,5 % Oxyde (Legirungsgemisch) und 76 bis 77 % Saigerblei. Der Kohlenverbrauch beträgt 8 bis 10 % vom Gewichte des Gemenges.

Die Zink-Silberlegirung wird entweder der Elektrolyse unterworfen oder mit Schwefelsäure behandelt, um das Zink in Sulfat überzuführen.

Die Oxyde werden der Destillation in Retorten unterworfen.

Das Saigerblei geht zur Entsilberung zurück.

Von dem Gesammtsilbergehalte des Werkbleis werden 78 bis 80 % in die Zink-Silberlegirung übergeführt.

Nachstehend sind die Ergebnisse einer längeren Betriebsperiode bei der Verarbeitung von spanischem Blei mit 1500 g Silber auf der Hütte zu Hoboken-lez-Anvers angegeben. Der Gesammtzinkverbrauch für die Entsilberung betrug 1,42 % vom Gewichte des Werkbleis. Hiervon entfielen 0,29 % auf Zink, welches frei von Aluminium war und zur Entgoldung und Entkupferung des Bleis diente, während der Rest von 1,13 % mit 0,5 % Aluminium legirt war und zur eigentlichen Entsilberung verwendet wurde. Auf die t Werkblei fielen 4,6 % Hauptabhub und 1,5 % Rahm. Bei dem Saigern des Hauptabhubs erhielt man ausser dem Saiger-

lei 9,8 % Zink-Silberlegirung mit 20 % Silber und 4 % Blei, sowie 2,5 % xyde, beim Saigern des Rahms ausser dem Saigerblei 4 % Legirung mit 2 % Silber und 4 % Blei, sowie 34 % Oxyde. (Unter Oxyden versteht an die oxydische Kruste, welche sich beim Saigern auf der Legirung usscheidet.)

Aus 100 Theilen Werkblei erhielt man:

90,7	Theile	raffinirtes Blei
1,4	-	ausgesaigerte Schlicker
2,9	-	Kupferschaum
3,9	-	Abstrich
0,7	-	Bleidreck
0,6	-	Legirung
0,7	-	silberreiche Oxyde.

Von dem Silbergehalte des Bleis gingen

1,3	%	in	die Schlicker,
9,9	-	-	den Kupferschaum,
78,9	-	-	die Zink-Silberlegirung,
9,9	-	-	- Oxyde.

Sieht man von dem in die Schlicker und in den Kupferschaum vorgelaufenen Silber ab, so sind von dem in der Aluminium-Zink-Entsilberung unterworfenen Silber 88,9 % in die Zink-Silberlegirung übergegangen.

Bei der Entsilberung von silberreichem, australischem Werkblei (Broken Hill) erhielt man eine Legirung mit 30 bis 35 % Silber.

Dieser noch neue Prozess hat den Vortheil, dass er den bei weitem grössten Theil des Silbers in die Zink-Silberlegirung überführt und soweit die Elektrolyse angewendet werden kann, den grössten Theil des Silbers dem stets mit Silberverlusten verbundenen und kostspieligen Treibprozesse entzieht, dass die Menge der von neuem zu verarbeitenden Nebenproducte sehr gering ausfällt und dass das directe Ausbringen an Handelsblei ein sehr hohes ist. Die oben angegebenen günstigen Ergebnisse desselben beziehen sich auf einen mehrjährigen Betrieb zu Hoboken bei Antwerpen. Die Zink-Silberlegirung wird daselbst gegenwärtig sowohl mit Hülfe von Schwefelsäure als auch mit Hülfe der Elektrolyse geschieden. Im ersteren Falle wird die Legirung granulirt und in Bleithürmen mit Schwefelsäure behandelt. Man erhält hierbei einen Silberschlamm, welcher sich sehr gut zusammenschmelzen lässt.

Die Elektrolyse scheint nach den bisherigen Erfahrungen keine Vortheile vor den anderen Methoden der Scheidung voraus zu haben. Am besten bewähren sich bis jetzt Kathoden von Zinkblech in Form von runden Scheiben, welche sich derart um ihre Axe drehen, dass sich die eine Hälfte in der Lösung, die andere Hälfte ausserhalb derselben befindet.

Es steht zu erwarten, dass die Entsilberung mit Aluminiumzink auch auf anderen Hüttenwerken eingeführt werden wird.

Die Verarbeitung des Werkbleis auf Silber oder der Treibprozess.

Die Verarbeitung des Werkbleis auf Silber geschieht durch ein oxydirendes Schmelzen desselben in Flammöfen. Bei diesem Prozess, welchen man „Abtreiben, Vertreiben, Treiben“ nennt, wird das Blei in Bleioxyd verwandelt, welches in geschmolzenem Zustande aus dem Ofen entfernt wird, während das Silber nach der Entfernung des Bleis als Metall zurückbleibt.

Die Oxydation des Bleis geschieht durch den Sauerstoff der atmosphärischen Luft und zwar zum grössten Theile durch die directe Einwirkung desselben auf das metallische Blei. Indirect mag ein Theil des Bleis durch Vermittlung des Bleioxyds, der Glätte, oxydirt werden. Die letztere hat nämlich die Eigenschaft, im geschmolzenen Zustande Sauerstoff zu absorbiren und denselben an Blei und sonstige oxydirbare Metalle abzugeben.

Während des Abtreibens muss die Temperatur so hoch gehalten werden, dass das Bleioxyd sich in flüssigem Zustande befindet und aus dem Ofen herausfliessen kann, ohne sichtbare Mengen von Werkblei bzw. Silber einzuschliessen.

Zur Beschleunigung der Oxydation des Bleis wird ein Strom von Gebläsewind auf das Metallbad geleitet.

Der Treibprozess kann nun auf dreierlei Art geführt werden, nämlich

1. so, dass man nur an Silber angereichertes Blei erhält, welches letztere dann durch einen besonderen Treibprozess auf Silber verarbeitet wird (man nennt diese Art des Treibens, welche nur die Herstellung von hochsilberhaltigem Blei [50 bis 80 % Silber] bezweckt, „Concentrationstreiben“), oder
2. so, dass man ein unreines Silber mit bis 10 % fremden Bestandtheilen, das sog. Blicksilber, erhält, oder
3. so, dass man aus dem Werkblei oder aus dem durch ein vorgängiges Concentrationstreiben an Silber angereicherten Blei reines Silber, sog. Feinsilber, erhält.

Stellt man nur Blicksilber durch den Treibprozess her, so wird das letztere in besonderen Oefen einem weiteren oxydirenden Schmelzen, dem sog. „Feinbrennen“ oder „Raffiniren“, unterworfen und hierdurch in „Feinsilber“ verwandelt.

Was nun die Verunreinigungen des Werkbleis anbetrifft, so scheiden sich dieselben beim Abtreiben in der nämlichen Weise aus, wie bei dem oben dargelegten Raffiniren des Bleis in Flammöfen. Beim Einschmelzen des Bleis scheiden sich die mechanisch eingemengten Körper, wie Schwefelmetalle und Schlacken, vollständig, dann Kupfer, Kobalt und Nickel zum grössten Theile aus. Die übrigen Elemente, sowie auch Kobalt und Nickel, soweit beide Metalle nicht bereits beim Einschmelzen

nt sind, werden durch die Einwirkung des Sauerstoffs der Luft as Metallbad in Oxyde verwandelt. Am leichtesten werden Zink, ı, Zinn, Kobalt und Nickel oxydirt. Die Oxydation von Arsen Antimon nimmt schon längere Zeit in Anspruch. Am schwierigsten as Wismuth zu oxydiren. Dasselbe scheidet sich erst im letzten e des Prozesses mit der letzten Glätte aus, bleibt aber auch oft in gen Mengen im Silber zurück.

Sobald die Glättebildung beginnt, tritt auch die Glätte, wie schon dargelegt, als Oxydationsmittel auf. Dieselbe wirkt nicht nur durch auerstoff-Absorptionsvermögen oxydirend auf das Blei und etwaige vorhandene leicht oxydirbare Metalle ein, sondern ist auch im Stande, ı ihren chemisch gebundenen Sauerstoff noch vorhandenes Kupfer zu ren, wobei sie selbst zu Blei reducirt wird. Man schreibt diese Oxy- n des Kupfers durch Bleiglätte, welche die Verwandtschaft des Sauer- zum Blei und Kupfer umkehrt, einer Massenwirkung des Bleioxyds las Kupfer zu, und in der That werden auch nur verhältnissmässig ge Mengen von Kupfer beim Vorhandensein grosser Mengen von e oxydirt. Enthält das Blei grössere Mengen von Kupfer, so bleiben lben zum Theil im Silber zurück. Derartiges Blei muss daher, falls das Silber kupferhaltig ausfallen soll, vor dem Abtreiben zur Ent- ng des Kupfers einer Saigerung unterworfen werden.

Umgekehrt wird das Blei durch Kupferoxydul oxydirt, wenn grössere en des letzteren vorhanden sind (Berthier).

Die Bleiglätte giebt dadurch zu Silberverlusten Anlass, dass sie feine kelchen von silberhaltigem Blei einschliesst. In der ersten Periode Prozesses ist die Aufnahme von Silber durch die Glätte bei verhält- ässig silberarmen Bleien kaum nennenswerth, sie wächst aber mit Concentration des Silbers im Blei und erreicht ihren Höhepunkt in letzten Stadium des Prozesses. In wieweit beim Abtreiben auch r oxydirt und durch die Glätte aufgenommen wird, ist eine noch nicht ichend sicher beantwortete Frage.

Jedenfalls wird aber silberhaltige Glätte bei längerer Berührung mit welches nicht zu grosse Mengen von Silber enthält, ihres Silberge- s beraubt. Ob diese Entsilberung der Glätte lediglich auf dem kgehen der Theilchen von silberhaltigem Blei in das Bleibad beruht beim Eintränken des ausgelaugten oxydischen Theiles des durch erdampf zerstetzten Reichschaums von dem Zinkprozess in das Blei- eines Treibofens), oder ob auch etwa vorhandenes Silberoxyd reducirt ist gleichfalls eine Frage, welche noch der sicheren Beantwortung harrt.

Das im Werkblei vorhandene Gold verbleibt beim Silber. In die e gehen nur Spuren desselben über.

Die Flammöfen, in welchen der Treibprozess ausgeführt wird, unter- det man in deutsche Treiböfen und in englische Treiböfen.

Die deutschen Treiböfen besitzen einen unbeweglichen, von dem

Ofen nicht trennbaren Heerd und nehmen verhältnissmässig grosse Mengen von Blei auf, während die englischen Treiböfen Heerde besitzen, welche sich aus dem Ofen herausziehen lassen und geringere Mengen von Blei aufnehmen als die deutschen Treiböfen. Beim deutschen Treibofen kann der obere Theil, die sog. Haube, in der Regel abgenommen werden, während bei den englischen Treiböfen das Heerdgewölbe fest mit dem Ofen verbunden ist.

Hinsichtlich der Betriebsweise ist zu bemerken, dass man bei Anwendung des deutschen Treibofens Abzug, Abstrich und Glätte getrennt aus dem Ofen entfernt und das Werkblei sowohl ohne vorgängiges Concentrationstreiben als auch erst nach erfolgtem Concentrationstreiben auf Blicksilber, seltener auf Feinsilber verarbeitet. Bei Anwendung des englischen Treibofens werden Abzug, Abstrich und Glätte nicht von einander getrennt und das Werkblei wird in der Regel zuerst einem besonderen Concentrationstreiben unterworfen, dann aber auf Feinsilber verarbeitet. Ein Treiben auf Blicksilber, wie es bei Anwendung des deutschen Treibofens die Regel bildet, kommt daher bei Anwendung des englischen Treibofens nicht vor.

Den deutschen Treibofen wendet man grundsätzlich an, wenn man silberarme Glätte für den Handel herstellen will, wenn ein Wismuthgehalt des Werkbleis in den zuletzt erfolgenden Glätten gewonnen werden soll und wenn grössere Mengen silberhaltiger Erze und Hüttenerzeugnisse in das Bleibad des Treibofens eingetränkt werden sollen. — Den englischen Treibofen, welcher in den letzten Jahren in den Vereinigten Staaten von Nord-Amerika mancherlei Verbesserungen erfahren hat, wendet man beim Vertreiben silberreicher Werkbleie, welche so silberreiche Glätten liefern, dass man sie nicht in den Handel geben kann, mit Vorliebe an. Dieselben verdienen in diesem Falle im Hinblick auf die Verbesserungen derselben in der That den Vorzug vor den deutschen Treiböfen.

Da bei dem Treibprozess nach deutscher Art sowohl wie nach englischer Art wegen der hohen Temperatur, welche zum Flüssigerhalten der Glätte nothwendig ist, ein nicht unerheblicher Theil Blei verdampft, auch gewisse Mengen von Silber mitgerissen werden, so müssen die Treiböfen mit Condensationsvorrichtungen zum Auffangen dieser Dämpfe, des sogen. Treibrauches, versehen sein. Gewöhnlich wendet man zu diesem Zwecke ausgedehnte Flugstaubcanäle mit eingehängten Platten (siehe Allgemeine Hüttenkunde), seltener Wassercondensatoren (siehe ebendaselbst) an. Auch vor den Arbeitsöffnungen der Treiböfen findet gewöhnlich zum Schutze der Arbeiter ein Auffangen der hier austretenden Bleidämpfe statt.

Der Treibprozess bei Anwendung des deutschen Treibofens.

Der deutsche Treibofen ist ein Flammofen mit rundem, quadratischem oder ovalem Heerd. Das Material, aus welchem der letztere hergestellt wird, darf weder reducirend auf das Bleioxyd wirken noch von demselben

schlackt werden. Auch darf es bei der Temperatur des Treibens nicht ssen.

Ein derartiges Material stellen gewisse Arten des Mergels sowie menge von Thon und Kalkstein (1 Vol. Thon und 3 bis 4 Vol. lkstein) dar. Früher wendete man als Heerdmaterial auch ausgelaugte d dann ausgeglühte Holzasche an.

Dieselbe war aber nicht nur theurer als der Mergel, sondern nahm ch wegen ihrer starken Porosität sehr viel Bleiglätte auf und gab dess-lb zu Blei- und Silberverlusten (welche beim Verfrischen des aus dem en ausgebrochenen Heerdes entstehen) Anlass. Sie wird desshalb gegen-rtig nicht mehr angewendet.

Der natürliche Treibmergel, welcher auf den Hüttenwerken des rzes angewendet wird, findet sich in der Kreide (Gault) bei Langelsheim. ist ein Gemenge von Calciumcarbonat und Thon. Derselbe enthält:

65—66 %	Calciumcarbonat
5— 7 -	Thonerde
21—24 -	Kieselsäure
3— 5 -	Eisenoxyd
1— 2 -	Magnesiumcarbonat.

Kalkarmem, natürlichem Mergel setzt man Kalkstein, thonarmem, natür-hem Mergel Thon in dem erforderlichen Maasse zu. Enthält der Mergel viel Thon, so wird er leicht rissig; enthält er zu viel Calciumcarbonat, wird der Heerd zu locker und wirft starke Blasen in der Hitze.

Der Mergel bzw. die Gemengtheile desselben werden zuerst gepocht d dann gesiebt. Darauf wird der Mergel (bzw. die zusammengemengten mengtheile desselben) mit Wasser soweit angefeuchtet, dass er sich t der Hand ballen lässt, ohne dass er sich feucht anfühlt. Alsdann wird auf der Sohle des Ofens festgestampft, bis die Masse mit dem Finger inen Eindruck mehr annimmt. Der passende Grad der Adhäsion ist sehr chtig, da ein zu fester Heerd leicht reisst, ein zu lockerer Heerd dagegen viel Bleioxyd einsaugt.

Der Treibheerd wird gewöhnlich auf eine Sohle aus feuerfestem terial aufgestampft, welche ihrerseits auf einer Sohle aus Ziegelsteinen er Schlacken ruht. Die letzteren Sohlen ruhen auf Mauerwerk, unter lchem sich die Fundamente des Ofens befinden. In den letzteren sowohl e im sonstigen Mauerwerk des Ofens sind Kreuzabzüge (Canäle) zum leiten der Feuchtigkeit aus dem Heerde ausgespart. Die Dicke des tgestampften Mergelheerdes beträgt gegen 20 cm; an dem Rande und der Arbeitsöffnung, dem sog. Glättloch, ist sie noch etwas grösser. Die ätte lässt man über die Sohle der Arbeitsöffnung abfliessen. Die ztere besteht aus Heerdmasse und besitzt eine in diese Masse geschnittene Rinne, durch welche die Glätte abfliesst. Diese nne, die sog. „Glättgasse“, wird mit dem Sinken des Spiegels des

Metallbades durch Auskratzen einer entsprechenden Menge von Heerd aus derselben vertieft, so dass die Glätte auch bei sinkendem Metallspiegel stetig abfliessen kann. Um ein Durchfressen der Glätte bis auf die Ziegel- oder Schlackensohle des Heerdes zu verhindern, hat man auch wohl den Heerd in eine Eisenschaale eingestampft, doch ist diese Eisenunterlage nicht practisch geworden. Nach dem Feststampfen des Heerdes schneidet man zur leichteren Ansammlung des Blicksilbers eine gegen 2 cm tiefe kreisrunde Einsenkung, die sog. Blickspur, deren Grösse von dem Gewichte des zu erwartenden Blicksilbers abhängt, in denselben ein.

Die Decke des Heerdes hat die Gestalt einer flachen Kuppel. Man richtet dieselbe grundsätzlich so ein, dass sie vermittelst eines Krahns von den Seitenwänden des Heerdes (dem sog. „kleinen Kranz") abgehoben werden kann. Durch das Abheben derselben wird das Heerdschlagen sowohl (nach jedem Treiben muss ein neuer Heerd geschlagen werden), wie auch das nach jedem Treiben nothwendige Abkühlen des Heerdes sowie das Ausbrechen des glättehaltigen Heerdes bedeutend erleichtert. Früher war die bewegliche Decke des Heerdes, der sog. „Treibhut", ganz aus Eisenblech hergestellt und innen mit einem Thonfutter versehen, welches durch Eisenspiralen, sog. Federn, festgehalten wurde. Gegenwärtig besteht er am besten aus einem Schmiedeeisengerippe, welches mit feuerfesten Steinen ausgesetzt wird.

Man heizt den Treibofen mit Steinkohlen, Braunkohlen, Holz oder Torf. Gasheizung ist nur versuchsweise zur Anwendung gekommen. Bei Steinkohlenfeuerung wendet man gewöhnlich Unterwind an.

Die Zahl der Formen, durch welche der Gebläsewind auf das Metallbad strömt, beträgt 1 bis 3. Man nennt diese Formen „Kannen".

Dieselben sind häufig an ihren Augen mit verstellbaren Klappen, sog. „Schneppern", versehen, mit deren Hülfe der Wind in geeigneter Weise über das Metallbad vertheilt werden kann. Die Lage der Kannen zu einander ist derartig, dass sich die Windströme derselben in der Mitte des Heerdes kreuzen. Sie liegen gewöhnlich dem Glättloche etwas schräg gegenüber, damit die aus demselben ausfliessenden Glätten nicht zu reich an Silber werden. Die Menge des auf einmal in den Treibofen eingesetzten Werkbleis beträgt 5 bis 30 t.

Als Beispiele für die Einrichtung der Treiböfen seien der ältere und der neuere Lautenthaler Treibofen, der grosse Treibofen zu Przibram und der grosse Freiberger Treibofen angeführt.

Die Einrichtung des älteren Lautenthaler Treibofens ergiebt sich aus den Figuren 367 und 368.

r ist der Rost, unter welchen durch die Windleitung w Unterwind geleitet wird; m ist die Erhitzungskammer (Heerdraum), f der durch feuerfeste Steine in mehrere Abtheilungen getheilte Fuchscanal, durch welchen die Feuergase in Flugstaubcanäle und dann in die Esse treten. n ist der bewegliche Treibhut. Der Mergelheerd i ruht auf einer

tsteinlage und die letztere auf dem Mauerwerk z. Durch zwei sich zende Canäle in dem untersten Mauerwerk wird die Feuchtigkeit aus selben entfernt. In den Oeffnungen x liegen die Kannen, durch

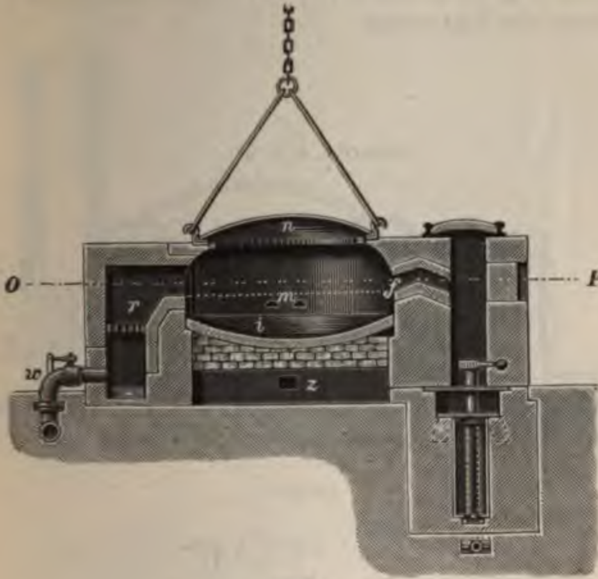


Fig. 367.

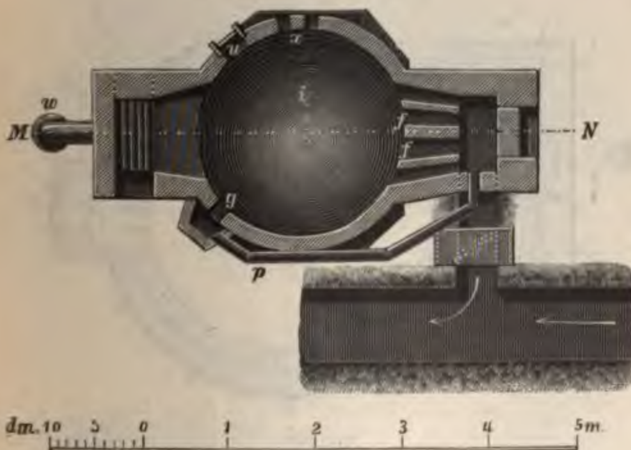


Fig. 368.

lche der Oxydationswind eintritt. Die durch die Einwirkung des ndes auf das Blei gebildete Bleiglätte wird in dem Maasse, wie sie ı bildet, durch die in die Sohle des Glättloches g eingeschnittene ittgasse entfernt. Zum Schutze der Arbeiter gegen Bleidämpfe ist vor

der Glättgasse ein mit den Flugstaubcanälen durch das Blechrohr p bundener Rauchmantel angebracht. Der Einsatz in diesen Ofen be 10 t Werkblei.

Der neuere Lautenthaler Treibofen hat die aus den Figuren bis 374 ersichtliche Einrichtung.

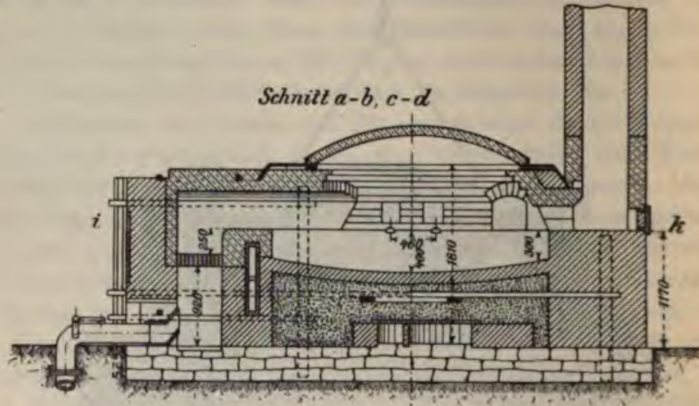


Fig. 369.

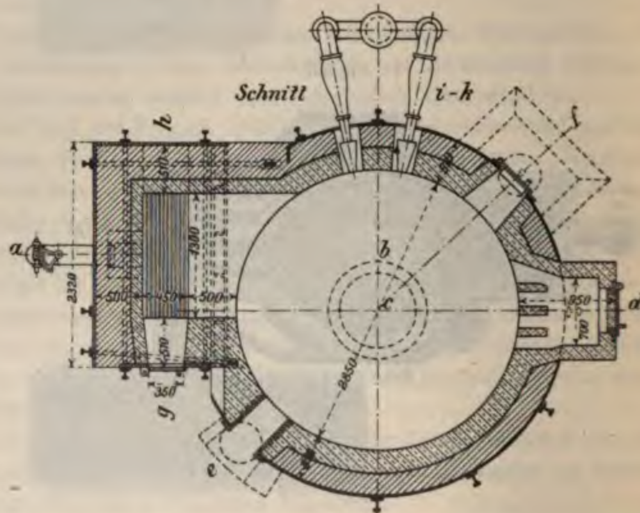


Fig. 370.

Die Einrichtung des aus feuerfesten Steinen zusammengese Treibhutes erhellt aus den Figuren 375 und 376. Die benachbarten f festen Steine sind durch kleine Eisenbolzen b mit einander verbunde

Der Einsatz in den gedachten Treibofen beträgt 10 bis 11 t Werk

Die Einrichtung des grossen Treibofens zu Przibram, welcher

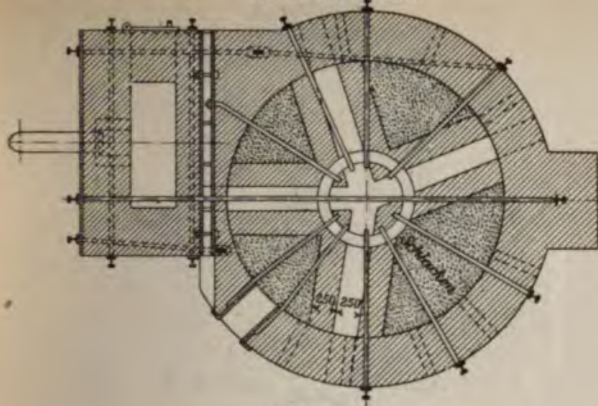


Fig. 371.

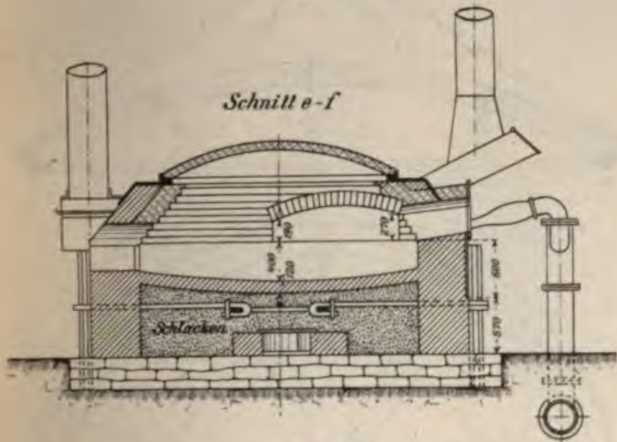
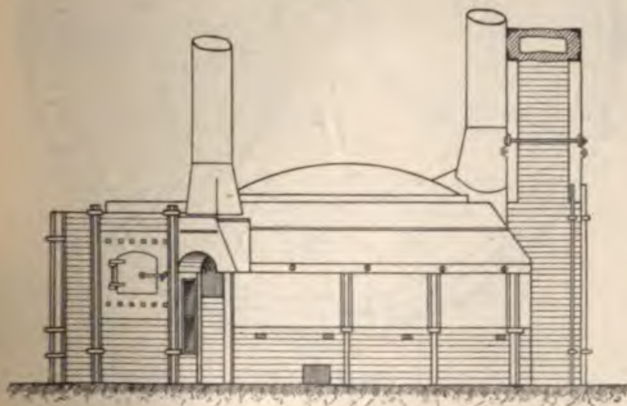


Fig. 372.


Fig. 373.

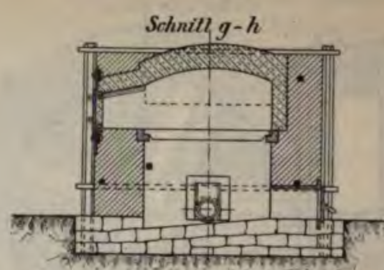


Fig. 374.

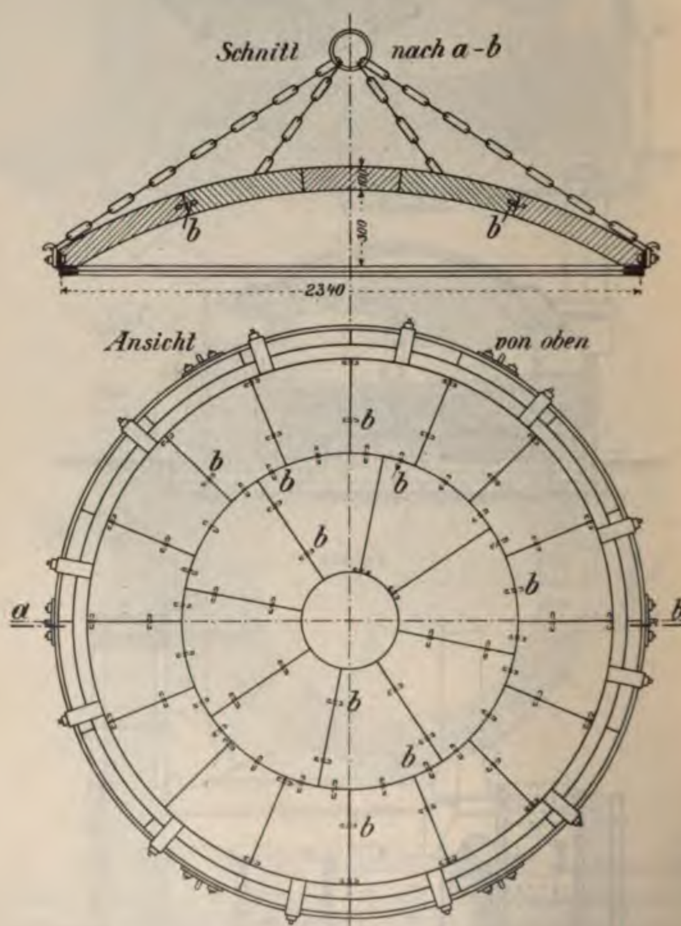


Fig. 375 und 376.

mak angegeben worden ist, ergiebt sich aus den Figuren 377 bis 380. elbe wurde zuerst mit Gas gefeuert, ist aber später für Steinkohlenrung eingerichtet worden. Der Heerd ist quadratisch mit abgerundeten en. b b sind die Roste, unter welche durch die Röhren k Unterwind itet wird. Die Flamme tritt durch die Flammlöcher c in den Heerdn. Die Feuergase treten durch die Füchse d d in die senkrechten

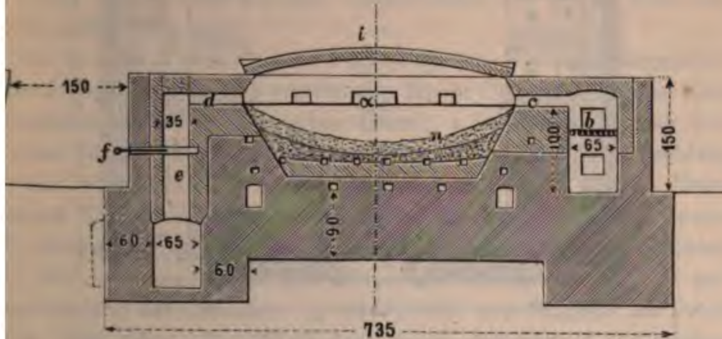


Fig. 377.

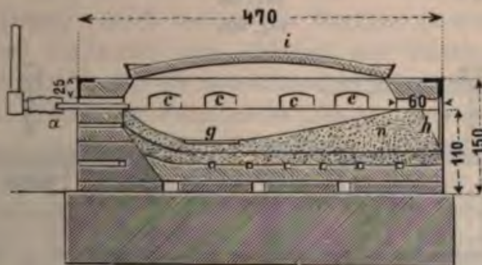


Fig. 378.



Fig. 379.

le e e und dann durch Flugstaubcanäle in die Esse. Durch den ber f lässt sich die Feuerung reguliren. n ist der Mergelheerd (der l ist aus 3 Theilen Kalkstein und 1 Theil Thon hergestellt), welcher nem unteren Heerde von festgestampftem Mergel ruht. Der letztere uf Mauerwerk. In dem den Heerd umgebenden Mauerwerk befinden wie aus den Figuren ersichtlich ist, Abzugscanäle für die Feuchtigkeit erd und Mauerwerk. i ist der Treibhut. a α a sind die Oeffnungen

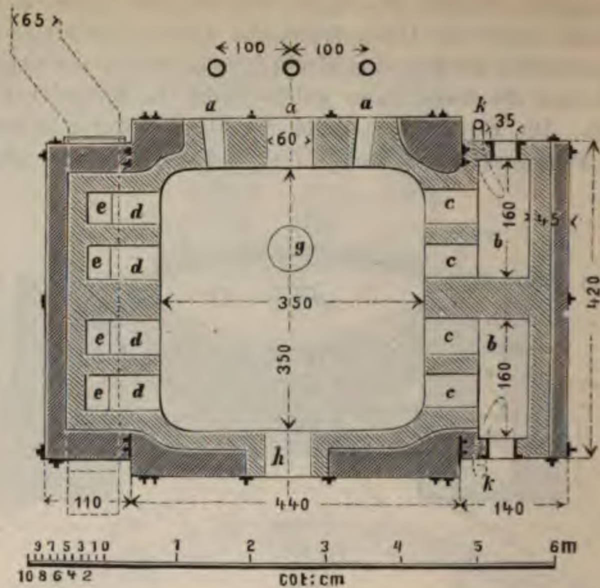


Fig. 380.

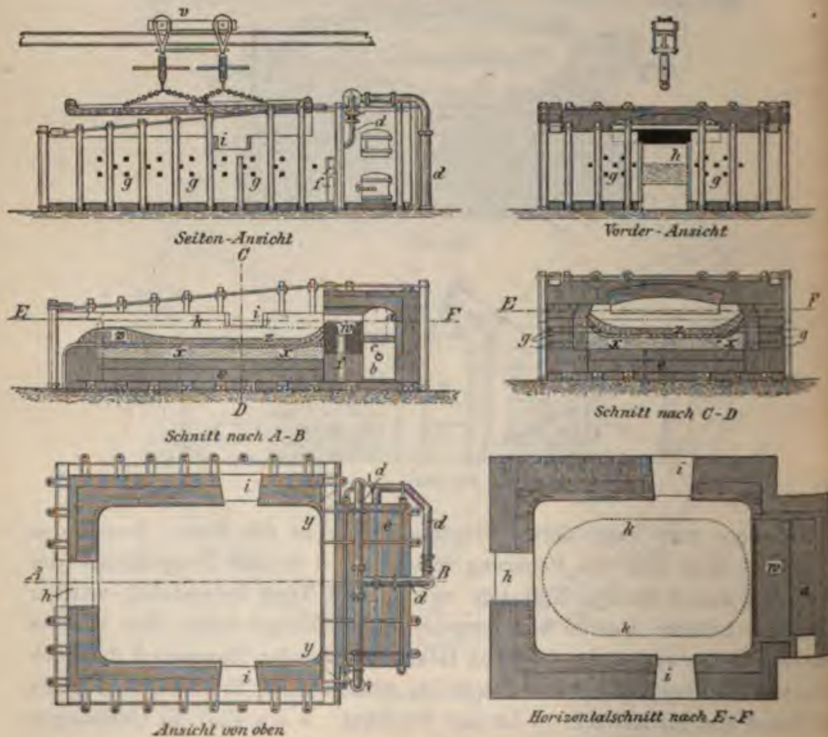


Fig. 381 bis 386.

n Einführen der 3 Kannen. h ist das Glättloch. Dasselbe wird zum utze der Arbeiter gegen die Bleidämpfe durch eine Schiebethüre o chlossen. Die Glätte lässt man periodisch aus dem Ofen ab, indem n die Glättgasse durch einen Thonpfropfen verschliesst und denselben m Ablassen der Glätte wegnimmt. g ist die Blickspur.

Der Einsatz in diesen Heerd beträgt 22,5 t bis 25 t Werkblei.

Dieser grosse Ofen arbeitet vortheilhafter als der in Przibram be-dliche kleine Ofen.

Der grosse Treibofen in Freiberg, von Plattner angegeben, ist den Figuren 381 bis 386 ersichtlich. Dieser Ofen hat oblongen Horizon-querschnitt und einen elliptischen Heerd. a ist der Rost, unter welchen rch das Rohr c Unterwind geleitet wird; w ist die mit Luftkühlungen f sehene Feuerbrücke. z ist der Mergelheerd (aus $^3/_8$ Theilen Meissener on und $^2/_5$ Theilen schlesischem Mergel hergestellt). Unter demselben indet sich eine Lage von feuerfestem Thon und darunter eine Schlacken-e x, welche ihrerseits auf dem Mauerwerk des Ofens ruht. e ist eine ndamentplatte aus Gusseisen. g sind Canäle zum Ablassen der Feuchtig-it aus dem Ofen. Der Wind tritt durch das Rohr d in die Kannen, lche sich in den beiden Ecken y des Ofens befinden. h ist das Glätt-h; i sind Thüren, durch welche das Werkblei in den Ofen eingesetzt rd. v ist ein Laufkrahn zum Abheben des Treibhuts. Die Haupt-messungen des Ofens sind die nachstehenden: Länge des Heerdes 400 cm, eite 265 cm. Länge der Feuerbrücke 200 cm, Breite derselben 75 cm, he der Feuerbrücke über dem Rost 20 cm, über dem tiefsten Punkte s Heerdes 40 cm; Länge des Rostes 200 cm, Breite desselben 60 cm, tfernung zwischen den beiden Kannen 250 cm, mittlere Entfernung ischen Treibhut und Heerd 80 cm, Breite des Glättlochs 90 cm, Höhe sselben über der Hüttensohle 85 cm. Die Feuergase entweichen durch s Glättloch und gelangen in einen Canal, welcher sie in die Flugstaub-näle führt. Dieser Ofen dient zum Concentrationstreiben. Bei diesem en ist in Folge seiner Länge gegen Ende des Treibens von dem Roste s die Hitze schwer zu halten. In 7 bis 10 Tagen verarbeitet man in sem Ofen 50 bis 60 t Werkblei auf angereichertes Blei mit 80 % Silber-halt.

Betrieb.

Nach dem Einstampfen des Heerdes erfolgt das Einsetzen des erkbleis.

Das ganze in einem Treiben zu verarbeitende Werkbleiquantum entweder so gross, dass es der Heerd auf einmal zu fassen vermag er es ist grösser. Im letzteren Falle wird, sobald ein Theil des vollen erdeinsatzes oxydirt und in der Gestalt von Glätte aus dem Ofen ent-nt ist, eine entsprechende Menge von Blei nachgesetzt. Nachdem auch diesem Blei wieder ein Theil oxydirt und abgeflossen ist, wird von

Neuem Blei nachgesetzt und hiermit so lange fortgefahren, bis das ganze abzutreibende Werkbleiquantum nachgesetzt ist. Das nachzusetzende Werkblei muss rein sein, weil andernfalls die Verunreinigungen, welche bei einmaligem Einsetzen als Abzug und Abstrich entfernt werden, theilweise in die Glätte übergehen und die guten Eigenschaften derselben als Handelsglätte beeinträchtigen. Wird daher die Erzeugung von Handelsglätte beabsichtigt, so muss unreines Blei vor dem Nachsetzen raffinirt werden.

Nach Beendigung des Einsetzens wird der Treibhut auf den Heerd gesetzt. Alsdann erfolgt das Einschmelzen des Werkbleis. Man lässt dasselbe langsam vor sich gehen, damit die mechanischen Verunreinigungen des Bleis Gelegenheit haben, sich abzuscheiden. Dieselben treten mit den Schwefelmetallen, dem grössten Theile des im Blei enthaltenen Kupfers (welches als schwerschmelzbare Kupferbleilegirung erscheint) und einem Theile der im Blei enthaltenen, leicht oxydirbaren Bestandtheile als eine schwarze, unvollkommen geschmolzene Masse an die Oberfläche des Metallbades und werden nun mittelst des sog. Streichholzes durch das Glättloch entfernt. Diese Masse, der sog. „Abzug“, bildet sich nur bei sehr unreinem Blei und wird auf Werkblei und Stein verschmolzen.

Nach der Entfernung des Abzuges von dem Metallbade wird das Gebläse angelassen. Es treten nun Antimon und Arsen in der Form von antimonsaurem bzw. arsensaurem Blei an die Oberfläche des Metallbades und bilden mit Bleioxyd gemengt eine geschmolzene zähflüssige, dunkle Masse, den sog. „Abstrich“. Dieser Abstrich wird in dem Maasse, wie er sich bildet, von dem Metallbade abgezogen und, wie schon früher erwähnt, auf Hartblei verarbeitet. Durch einen hohen Antimongehalt, dessen Entfernung verhältnissmässig viel Zeit erfordert, wird das Treiben sehr verzögert, da die Glättebildung erst eintritt, wenn das Antimon entfernt ist. Der zuletzt erfolgende Abstrich ist stark mit Bleioxyd gemengt. Nach der Entfernung des Abstrichs tritt in Folge der Einwirkung des Gebläsewindes auf das Metallbad die Bildung der Bleiglätte, die sog. Glätteperiode, ein. Dieselbe dauert bis zum Schlusse des Treibens, dem Blicken, fort.

Schon nach der Entfernung des Abzuges von dem Metallbade gewahrt man das Aufsteigen von Blasen aus demselben. Diese Erscheinung, welche man Heerddrang nennt, dauert auch während der ganzen Glätteperiode fort. Sie wird hauptsächlich hervorgerufen durch das Entweichen von Wasserdampf aus dem Heerde, in einem gewissen Maasse auch durch Entweichen von Kohlensäure, welche durch die Hitze und durch das Eindringen von Bleioxyd in den oberen Theil des Heerdes aus dem Kalkstein des Heerdes ausgetrieben wird.

Die geschmolzene Glätte lässt man durch die auf der Sohle des Glättlochs mit Hülfe eines eisernen Instrumentes, des sog. „Glätthakens“, hergestellte Rinne, die „Glättgasse“, aus dem Ofen austreten. Sie wird

durch den Wind nach dem Glättloch getrieben und fliesst hier durch die Glättgasse ab. Dieselbe wird in dem Maasse vertieft, wie die Oberfläche des Metallbades sinkt. Sie muss, um das Verdampfen von Blei zu beschränken, so geführt werden, dass stets ein Theil des Metallbades und zwar der Rand desselben auf eine Breite von 0,3 bis 0,5 m von der Glätte bedeckt wird und dass das Ausfliessen der Glätte aufhört, sobald das Gebläse abgestellt wird. Auf einigen Werken hält man auch das ganze Metallbad mit Glätte bedeckt und lässt dieselbe nur zeitweise abfliessen. Die Temperatur im Ofen muss so gehalten werden, dass möglichst wenig Blei verdampft. In dem Maasse indess, wie die Bleisilberlegirung durch Entfernung von Blei aus derselben strengflüssiger und der zu heizende Heerdraum grösser wird, müssen Temperatur und Windmenge wachsen. Die letztere beträgt bei runden Oefen von 2,5 m Durchmesser im Anfange 3 bis 4 cbm pro Minute, später 6 bis 8 cbm. Die Windpressung beträgt 20 bis 25 mm Quecksilbersäule.

Die Glätte, welche sich zuerst bildet, hat eine dunkelgrüne oder braune Farbe. Sie ist durch verschiedene Elemente, besonders durch die letzten Antheile von Antimon, sowie durch Kupfer verunreinigt und wird Fussglätte, schwarze Glätte oder wilde Glätte genannt. Dieselbe ist auch beim Abtreiben von silberarmem Blei nicht als Handelsglätte verwerthbar, sondern wird auf Werkblei verschmolzen.

Die nun folgende Glätte wird, falls man silberreiches Blei abtreibt, wie es mit Hülfe des Zinkprozesses hergestellt wird, wegen ihres Silbergehaltes auf Werkblei verarbeitet. Dieselbe wird entweder beim Erzschmelzen oder Steinschmelzen zugesetzt oder für sich, wie beim Blei dargelegt, auf Werkblei verfrischt. Ist das abzutreibende Blei silberarm, so ist die nun erfolgende Glätte (bis auf die zuletzt gebildete silberreiche Glätte) silberarm. Dieselbe wird entweder als Handelsglätte verwerthet oder auf Handelsblei verfrischt, und zwar entweder für sich allein oder gemeinschaftlich mit anderen silberarmen bleihaltigen Hüttenerzeugnissen.

Die Bleiglätte, mag sie nun silberreich oder silberarm sein, hat eine gelbe oder eine rothe Farbe. In der chemischen Zusammensetzung sind die gelbe Glätte und die rothe Glätte nicht verschieden. Sie bilden isomere Formen des Bleioxyds. Die gelbe Glätte, Silberglätte genannt, entsteht beim raschen Erkalten der flüssigen Glätte, z. B. wenn man dieselbe aus dem Ofen auf Eisenplatten fliessen lässt und mit Wasser begiesst. Die rothe Glätte, Goldglätte genannt, entsteht beim langsamen Erkalten der flüssigen Glätte. Man erreicht die Bildung der Goldglätte durch Ansammlung grosser zusammenhängender Massen derselben, indem man die geschmolzene Glätte aus der Glättgasse in entsprechend grosse Gefässe fliessen lässt. Die auf diese Weise gebildeten Glätteklumpen reissen beim Erkalten auf und zerfallen nach einiger Zeit zu einer aus kleinen rothen Schuppen bestehenden, leicht zerreiblichen Masse. Die Entstehung von Rissen und Spalten in der Glätte hat ihren Grund in der Absorption von

Sauerstoff aus der Luft durch die geschmolzene Glätte und im Entweichen desselben beim Erstarren der Glätte.

Die gelbe Glätte wird auf Blei bzw. Werkblei verfrischt. Die rothe Glätte vom Abtreiben silberarmen Bleis wird durch Sieben von gröberen Stücken befreit und dann in den Handel gebracht.

Die sich zuletzt bildende Glätte ist auch beim Abtreiben von silberarmem Blei silberhaltig und wird daher auf Werkblei verfrischt oder als Verbleiungsmaterial beim Verschmelzen von Silbererzen oder silberhaltigen Hüttenerzeugnissen benutzt.

Beim Vertreiben von wismuthhaltigem Blei ist die zuletzt erfolgende Glätte auch wismuthhaltig und wird auf wismuthhaltiges Werkblei verfrischt. Beim Abtreiben des letzteren erhält man eine an Wismuth angereicherte Glätte, welche auf nassem Wege auf Wismuth oder Wismuthsalze verarbeitet wird.

Die letzten Theile der Glätte, welche sich beim Treiben bilden, wachsen zu farbigen Ringen (Glättaugen) zusammen. Dieses Stadium des Abtreibens, welches dem Blicken vorausgeht, nennt man das „Blumen“ des Silbers. Diese Erscheinung entsteht dadurch, dass die über dem Silber befindliche Schicht von Glätte nicht mehr hinreicht, die Oberfläche des Silberspiegels vollständig zu bedecken. Es entsteht desshalb eine netzartige Haut über dem Silber, durch welche dieses Metall durchschimmert. Zum Schlusse des Treibens verschwindet auch diese Haut von der Mitte des Silbers nach dem Rande hin und das Metall tritt mit seinem starken eigenthümlichen Glanze hervor. Man nennt das Hervortreten des Silberspiegels beim Verschwinden dieser letzten Haut das „Blicken“ des Silbers.

Das so erhaltene Silber, Blicksilber genannt, enthält noch 5 bis 10 % Verunreinigungen (Blei, Wismuth, Kupfer). Dasselbe wird auf den meisten Hüttenwerken nach dem Erstarren mit Wasser abgekühlt, aus dem Heerde genommen, in Stücke zerschlagen und einem weiteren oxydirenden Schmelzen (Feinbrennen) in besonderen Oefen unterworfen.

Auf einigen Hüttenwerken wird die Reinigung des Silbers von fremden Bestandtheilen auf dem Treibheerde selbst vorgenommen, in welchem Falle stärker gefeuert werden muss als beim Treiben.

Um Kupfer aus dem Blicksilber zu entfernen, wird es auf dem Treibheerde mit einer dem Kupfergehalte entsprechenden Menge Blei zusammengeschmolzen und dann nochmals abgetrieben. Hierbei geht das Kupfer in die Glätte.

Wenn das Abtreiben nicht bis zum Blicken des Silbers fortgesetzt werden soll, so unterbricht man den Treibprozess, sobald die gewünschte Anreicherung des Silbers im Blei (40 bis 80 % Silber) erzielt ist. Das so angereicherte Werkblei wird aus dem Ofen ausgeschöpft und dann entweder bis zum Blick abgetrieben oder direct in Feinsilber verwandelt. Man nennt dieses Anreichern des Silbers im Blei durch den Treibprozess

„Abtreiben bis zum Schwarzblick“ und das angereicherte Blei „Schwarzblick“ oder „Bleileder“.

Man wendet diese Art der Anreicherung besonders bei einem Wismuthgehalt des Bleis (Freiberg) an, welcher sich, wie schon erwähnt, in der letzten Glätte ansammelt.

Bei der Anreicherung des Silbers im Blei arbeitet man mit „Nachsetzen“. Das Nachsetzen des Bleis geschieht bei Beginn der Glätteperiode.

Die oberen Lagen des Treibheerdes nehmen stets einen Theil Glätte auf. Ist das Werkblei wismuthhaltig, so nehmen die dem Blicke zunächst liegenden Theile des Heerdes Wismuthoxyd auf. Die Glätte enthaltenden Theile des Heerdes werden nach jedem Treiben ausgebrochen und entweder als bleiische Vorschläge bei Silber-Verbleiungsprozessen zugesetzt oder für sich oder mit Glätte auf Werkblei verschmolzen. Der wismuthhaltige Heerd wird in der nämlichen Weise behandelt wie die wismuthhaltige Glätte. Das Ausbrechen des blei- und silber- bzw. wismuthhaltigen Heerdes geschieht nach erfolgter Abkühlung desselben und nach vorgängigem Herausholen von in demselben zurückgebliebenen Silberkörnern und Wurzeln. Der von Bleioxyd freie Theil der Heerdsohle wird bei der Herstellung des Heerdes für das folgende Treiben zugesetzt.

Bei der Treibarbeit entsteht ein erheblicher Verlust an Blei und ein verhältnissmässig geringer Verlust an Silber. Der Bleiverlust entsteht sowohl direct als auch indirect. Der directe Bleiverlust entsteht durch Verdampfen von Blei bei der im Treibheerde herrschenden Temperatur und durch Uebergang von Bleikörnern in die Glätte. Der Verdampfungsverlust wird durch zu heisses Treiben erhöht, während bei zu langsamem Treiben und bei zu niedriger Temperatur die Glätte zu viel Bleikörner aufnimmt. Der indirecte Verlust entsteht durch das Verfrischen des bleiischen Heerdes und der Glätte, bei welchen Prozessen Blei durch Verschlackung verloren geht.

Der Bleiverlust beim Treiben schwankt zwischen 3 und 8 % des Bleis im Werkblei.

Der Silberverlust entsteht sowohl durch eine in geringem Maasse stattfindende Verflüchtigung von Silber als auch durch Uebergang von Werkbleitheilchen in die Glätte und in den Heerd. Beim Verfrischen der Glätte und des Heerdes geht stets ein gewisser Theil Silber in die Schlacke. Der Gesammtsilberverlust bleibt stets unter 1 %, gewöhnlich unter $\frac{1}{2}$ %.

Die Dauer des Treibprozesses beträgt je nach der Menge des eingesetzten Werkbleis und dem Gehalte desselben an fremden Bestandtheilen 20 bis 300 Stunden.

Von besonders nachtheiligem Einflusse auf die Dauer des Treibens ist ein grösserer Antimongehalt des Werkbleis.

Der Brennstoffverbrauch hängt von der Reinheit des Werkbleis und von der Einrichtung des Treibofens ab. Derselbe beträgt bei Steinkohlenfeuerung 20 bis 30 % vom Gewichte des Werkbleis.

Die Erzeugnisse der Treibarbeit sind: Blicksilber bzw. Fein
Abzug, Abstrich, Glätte und Heerd.

Das Blicksilber enthält noch 5 bis 10 % Verunreinigungen.
Zusammensetzung desselben ergiebt sich aus den nachstehenden Ana

	Przibram	Freiberg	Wyandotte, StaatMichigan
Ag	95	92,180	98,691
Pb	5	4,210	1,090
Cu	—	2,104	0,117
Ni, Co	—	0,600	0,004
Fe	—	—	0,090
Bi	—	—	0,0058
Au	—	—	0,0023

Die Zusammensetzung des Abzugs ist je nach seinem Geh
Kupfer und Schwefelmetallen verschieden. Die nachstehenden An
ergeben die Zusammensetzung des Abzugs von Pontgibaud.

	1.	2.
Bleioxyd	37,9	56,2
Kupferoxyd	5,0	1,2
Eisenoxyd	5,8	5,7
Zinkoxyd	5,4	4,9
Antimonsäure	5,2	0,5
Schwefel	7,3	—
Blei	34,9	24,4

Die Zusammensetzung des Abstrichs ergiebt sich aus den
stehenden Analysen.

	Freiberg	Altenau	Kapnik (Ungarn)
PbO	95,5	67,13	53,28
CuO	0,5	Spur	0,05
Fe_2O_3	0,3	Spur	0,58
ZnO	1,1	0,38	—
Sb_2O_3	—	31,10	42,90
As_2O_3	2,3	—	2,34
S	—	2,23	0,07
Pb	—	—	0,45

Die Zusammensetzung der Bleiglätte ergiebt sich aus den
stehenden Analysen. (Das Silber ist als im Zustande des Silberoxyds (A
befindlich angenommen).

	Freiberg	Clausthal	Przibram
PbO	96,21	99,69	97,88
CuO	0,82	0,04	0,24
Fe_2O_3	0,41	Spur	Spur
ZnO	1,31	—	—
Ag_2O	0,003	—	0,002
Sb_2O_5 / As_2O_5	1,21	—	Spur
CaO	—	—	0,24
Al_2O_3	—	—	0,07
CO_2	—	—	0,10
SiO_2	—	—	0,66

Der Silbergehalt der Glätte hängt vom Silbergehalt des Werkbleis Bei reicheren Marken beträgt der Silbergehalt der Glätte selten unter 2 bis 0,03 %.

Die Zusammensetzung des **Heerdes** ergiebt sich aus der nachstehen- Analyse des Heerdes vom **Przibramer Treibofen**:

PbO	68,860
CuO	0,070
Sb_2O_5	0,530
Ag_2O	0,170
Al_2O_3	2,120
Fe_2O_3	0,300
$CaCO_3$	24,100
SiO_2	2,970
SO_3	0,040

Auch der Silbergehalt des Heerdes hängt vom Silbergehalte des erkbleis ab. Er geht z. B. im Oberharz von 0,03 bis 0,2 % Silber.

Nachstehend seien einige Beispiele für den deutschen Treibprozess geführt..

a) Treiben auf Blicksilber ohne Nachsetzen.

Auf der **Rothenbacher Hütte** bei **Müsen**, Kreis Siegen, setzt an in einen Treibofen, dessen Heerd 3,13 m Durchmesser besitzt und it einer Kanne arbeitet, 25½ t antimonreiches Werkblei ein und vertreibt eses Quantum in 300 Stunden auf Blicksilber. Von dieser Zeit entfallen Stunden auf das Einsetzen, 24 bis 27 Stunden auf das Einschmelzen, Stunden auf die Abzugsperiode, 144 Stunden auf die Abstrichperiode und 7 Stunden auf die Glätteperiode. Man feuert mit Holz und verbraucht von 0,6 cbm auf je 5 t Werkblei. Aus 100 G.-Th. Werkblei erhält man 5 Th. Abzug, 21 Th. Abstrich, 52 Th. unreine Glätte, 30 Silber- und ldglätte mit 0,004 bis 0,006 % Silber und 0,28 Th. Blicksilber. Die ber- und Goldglätte wird als Handelswaare verwerthet.

Auf der Hütte zu Lautenthal werden 6 t reiches Werkblei von der Zinkentsilberung in den oben beschriebenen Treibofen eingesetzt. Nach Eintritt der Glättperiode wird ein Gemenge von Bleioxyd und Werkbleikörnern eingetränkt. Der ganze Treibprozess mit Einschluss des Eintränkens dauert 32 Stunden. Auf ein Treiben verbraucht man 700—750 kg Steinkohlen und 4—4¾ Schock Waasen. Die Windpressung beträgt 20—26 mm Quecksilber. Der Treibofen ist in der Schicht mit 1 Abtreiber und 1 Schürer belegt.

Auf der Clausthaler Hütte werden unreine Werkbleie von den Steinarbeiten, sog. Steinwerke, vertrieben. Die durchschnittliche Zusammensetzung derselben ist die nachstehende:

Bi	0,00301 %	Zn	0,00120 %
Cu	0,50200 -	Ni	0,00504 -
Sb	0,82780 -	Ag	0,35300 -
Fe	0,00180 -	Pb	98,30615 -

Der Durchmesser des Treibheerdes beträgt 2,5 m. Man setzt in denselben 10 t Werkblei ein und vertreibt dieselben in 36 Stunden auf Blicksilber. Von dieser Zeit entfallen 2 Stunden auf das Heerdschlagen und das Einsetzen, 2 Stunden auf das Einschmelzen und Ziehen des Abzuges, 4 Stunden auf die Abstrichperiode und 28 Stunden auf die Glätteperiode. Zu einem Treiben verbraucht man im Durchschnitt 200 Stück Waasen (Reisigholz) und 1,3 bis 1,4 t Steinkohlen. Man erhält im Durchschnitt aus 10 t Werkblei: 17 kg Blicksilber, 8,6 t Glätte mit durchschnittlich 0,005 % Silber, ½ t Abzug und Abstrich und gegen 1,8 t Heerd. Der Treibofen ist in der 12 stündigen Schicht mit einem Treiber und einem Schürer belegt.

In Altenau tränkt man beim Abtreiben in das Werkblei silberhaltige Hüttenerzeugnisse und reiche Silbererze ein, desgl. in St. Andreasberg. Die Zeit des Treibens beträgt hier bei einem Einsatz von 10 bis 12 t Werkblei je nach der Menge der einzutränkenden Geschicke 24 bis 36 Stunden. Die wirthschaftlichen Ergebnisse beider Hüttenwerke aus einer längeren Betriebsperiode des Treibens sind die nachstehenden:

Altenau.

Einsatz:	1749,2	t Werkblei.
Eingetränkt:	2,5	t Silberschlamm (aus der Elektrolyse und Schwefelsäurelaugerei),
-	5,604	t fremdländische Erze,
-	10,05	t Abzug vom Treiben,
-	9,2	t reiche Oxyde (von der Zersetzung des Reichschaums durch Wasserdampf).
Verbraucht:	189	t Steinkohle,
-	8103	Stück Waasen,

Verbraucht:	1312	hl	Mergel,
-	243	hl	Thonschiefer.

St. Andreasberg.

Einsatz:	2312,4	t	Werkblei.
Eingetränkt:	7,3	t	Erze,
-	1,21	t	Schlacke vom Feinbrennen des Silbers,
-	1,6	t	reiche Oxyde (von der Zersetzung des Reichschaums durch Wasserdampf),
-	6,38	t	Schmelzgut.
Verbraucht:	317,1	t	Steinkohle,
-	371		Raummeter Brennholz,
-	212	t	Mergel,
-	839,5	hl	Thonschiefer.

Die Belegung der Oefen ist die nämliche, wie auf der Lautenthaler und Clausthaler Hütte.

In Hoboken bei Antwerpen setzt man in einen Treibofen von der Einrichtung der oben beschriebenen neueren Lautenthaler Treiböfen 10 t Werkblei ein und tränkt in die geschmolzene Masse 60 bis 100 % vom Gewichte derselben an silberhaltigen Hüttenerzeugnissen (Rückstände vom Destilliren des Reichschaums, ausgelaugte Oxyde von der Zerlegung des Reichschaums durch Wasserdampf, Silberschlamm von der Behandlung der Zinksilber-Legirung mit Schwefelsäure) ein. Das Treiben dauert gegen 36 bis 40 Stunden. Der Brennstoffverbrauch beträgt 20 bis 25 % Steinkohle vom Gesammtgewichte der abgetriebenen und eingetränkten Massen. Der Ofen ist in der Schicht mit 1 Abtreiber und 1 Schürer belegt.

In Przibram in Böhmen werden in dem oben beschriebenen grossen Treibofen 25 t Werkblei mit einem durchschnittlichen Silbergehalt von 0,52 % in 80 Stunden abgetrieben.

Von dieser Zeit entfallen auf das Heerdschlagen und Einsetzen 8 Stunden, auf das Einschmelzen 16 Stunden, auf die Abzugsperiode 6 Stunden, die Abstrichperiode 9 Stunden, auf die Glätteperiode 41 Stunden und zwar 23 Stunden auf die Herstellung silberarmer Handelsglätte, 18 Stunden auf die Periode der Bildung silberreicher Glätte. Der Brennstoffverbrauch beträgt 19,63 % Steinkohle vom Gewichte des Werkbleis. Von der Gesammtmenge der erhaltenen Glätte sind 36 % so arm an Silber (0,004 %), dass sie als Handelsglätte verwerthet werden kann. Der Silberverlust wird zu 0,83 %, der Bleiverlust zu 4,33 % angegeben. Hierin sind die bei der Verarbeitung der Zwischenerzeugnisse entstehenden Metallverluste nicht eingerechnet. Der Ofen ist in der achtstündigen Schicht mit 1 Abtreiber und 1 Gehülfen belegt.

b) Concentrationstreiben mit Nachsetzen.

Das Treiben bis zum Schwarzblick (Concentrationstreiben) mit Nachsetzen findet in Freiberg und in Schemnitz statt.

In die älteren Freiberger Treiböfen mit runden Heerden setzt man 10 t Blei ein und 25 t Blei nach und treibt bis auf 60 bis 70 % Silbergehalt des Bleis. Das gesammte Treiben dauert 100 bis 102 Stunden. Die Windpressung beträgt 15,6 mm Quecksilbersäule. Der Brennstoffaufwand beträgt 1 cbm Holz und 80 bis 90 hl Braunkohle.

Das angereicherte Blei (Schwarzblick oder Bleileder) wird aus dem Heerde in gusseiserne Formen geschöpft und dann in einem kleineren Treibofen in Mengen von 0,9 bis 1,2 t auf wismuthhaltige Glätte und auf Feinsilber (mit 998 Tausendtheilen Silber) verarbeitet. Die Glätte mit 4 bis 8 % Wismuth und der Heerd mit 6 % Wismuth werden auf Wismuth bzw. Wismuthsalze verarbeitet.

In den oben beschriebenen neuen (Plattner'schen) Treiböfen mit ovalen Heerden beträgt die ganze Menge des in einem Treiben mit Nachsetzen bis auf 80 % Silber abzutreibenden Bleis 50 bis 60 t. 50,850 t Werkblei[1]) werden in 178 Stunden auf den gedachten Silbergehalt concentrirt. Auf 100 G.-Th. Werkblei werden 26,79 G.-Th. Braunkohle und 7,50 G.-Th. Mergel verbraucht. Man erhält auf 100 G.-Th. Werkblei 12,52 G.-Th. rothe Verkaufsglätte, 75,59 G.-Th. silberreiche Frischglätte und 11,75 G.-Th. Heerd.

Das angereicherte Blei wird, wie oben dargelegt, in kleinen Treiböfen auf Feinsilber und wismuthhaltige Glätte verarbeitet.

In Schemnitz in Ungarn wird Werkblei unter Nachsetzen auf 50 % Silber angereichert. Die erhaltenen Schwarzblicke werden für sich auf Blicksilber abgetrieben, welches letztere direct im Treibofen gefeint wird.

Der Schemnitzer Treibofen hat im Heerde 4 m Durchmesser und fasst 7 bis 8 t Blei. Die Bleimenge, welche nachgesetzt wird, beträgt 20 bis 30 t. Ein Treiben dauert 8 bis 10 Tage. Die Glätte lässt man direct aus der Glättgasse in einen vor dieselbe gestellten, mit glühenden Holzkohlen gefüllten gusseisernen Kasten, den sog. sibirischen oder Bernaul'schen Ofen, fliessen. In demselben wird sie zu Blei reducirt, welches durch eine Oeffnung im unteren Theile des Ofens ausfliesst. Mit 1 hl (18 bis 20 kg) Holzkohle stellt man in diesen Oefen 200 kg Blei her. Das so erhaltene Blei ist antimonhaltig. Dasselbe wird in gusseisernen Kesseln durch Polen mit Wasserdampf zuerst von seinem Antimongehalt befreit, dann mit Zink behandelt, um Kupfer und Silber zu entfernen, und schliesslich durch Polen mit Wasserdampf vom Zink befreit Das so gereinigte Blei geht theils in den Handel, theils wird es durch Abtreiben auf Goldglätte verarbeitet.

---

[1]) Freiberger Jahrbuch 1885.

Der Feingehalt des Silbers beträgt 990 bis 997 Tausendtheile. Aus 200 kg Werkblei erhält man durchschnittlich 1 kg Silber. Der durchschnittliche Goldgehalt des Feinsilbers beträgt 25 g im kg Silber. Der Brennstoffverbrauch beim Treiben beträgt 16 cbm Holz auf 10 t Werkblei.

Der Treibprozess bei Anwendung des englischen Treibofens.

Der englische Treibofen besitzt einen Heerd, welcher aus dem Ofen herausgenommen werden kann, und eine unbewegliche Haube. Dabei fasst er geringere Mengen von Werkblei als der deutsche Treibofen. Die Treibarbeit selbst wird gewöhnlich so ausgeführt, dass man unter Nachsetzen zuerst ein an Silber angereichertes Blei herstellt, welches aus dem Ofen abgelassen und dann nach Ansammlung einer hinreichenden Menge desselben im Treibheerde auf Feinsilber verarbeitet wird. In selteneren Fällen wird das Werkblei direct auf Feinsilber verarbeitet.

Die Heerdmasse des Treibofens wird in ein ausziehbares Gehäuse, den sog. „Testring", eingestampft. Dieselbe bestand früher aus Knochenasche. Gegenwärtig verwendet man als Heerdmasse Mergel von der nämlichen Zusammensetzung wie der natürliche oder künstliche Mergel des deutschen Treibheerdes, oder Cement, oder ein Gemenge von Schamott und Cement.

Der ausziehbare Heerd verleiht dem englischen Treibofen den Vortheil eines continuirlichen Betriebes, indem der Heerd, sobald er reparaturbedürftig ist, durch einen anderen bereit gehaltenen Heerd ersetzt wird, wodurch an Zeit und Brennstoff gespart und die Leistungsfähigkeit des Ofens vergrössert wird.

In den Vereinigten Staaten von Nord-Amerika hat der englische Treibofen in der neueren Zeit mancherlei Verbesserungen erfahren, namentlich in Bezug auf grössere Fassungskraft und auf Dauerhaftigkeit des Heerdes durch Verbesserung des Heerdmaterials und Einführung der Wasserkühlung. Er ist daher in dieser neueren Gestalt für das Abtreiben von silberreichem Blei, welches die Herstellung von Handelsglätte ausschliesst, dem deutschen Treibofen vorzuziehen.

Die Einrichtung des älteren englischen Treibofens ist aus den Figuren 387 bis 390 ersichtlich. A ist der Rost, B die Erhitzungskammer, c der ovale Heerd, g der in zwei Abtheilungen getheilte Fuchscanal. Der Heerd, aus Mergel oder Knochenasche bestehend, wird in einem Eisengerippe, welches aus der Erhitzungskammer herausgezogen werden kann, dem sog. „Testring" hergestellt. Derselbe (Fig. 389, 390) besteht aus dem elliptischen Bandeisen a und den Querbändern b, welche letztere zur Stütze des eingestampften Heerdes dienen. Der Testring wird zuerst voll Heerdmasse gestampft, worauf dann die Heerdgrube c ausgeschnitten wird. An der kurzen Seite des Heerdes werden Glättgassen d d d eingeschnitten, aus welchen man die Glätte durch am Ende derselben in die Heerdmasse

eingebohrte Löcher in unter den Heerd geschobene Gefässe fliessen lä
Der Testring wird von einem in der Erhitzungskammer angebrachten Ri
dem sog. „Compassringe“, aufgenommen und mit Hülfe von 4 eiser
Keilen befestigt. Die Fugen zwischen Testring und Compassring wer

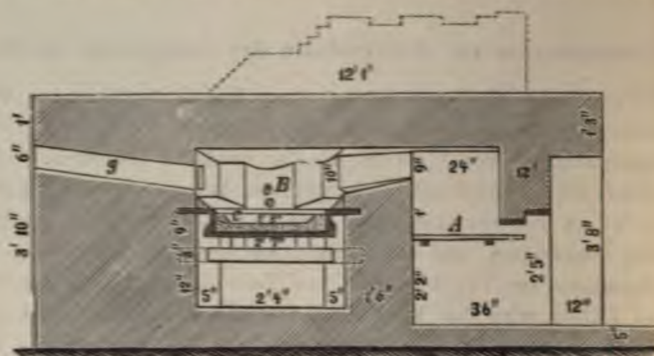


Fig. 387.

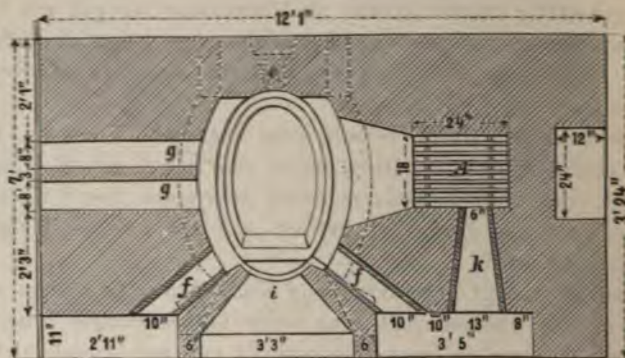


Fig. 388.



Fig. 389.

mit Heerdmasse verstrichen. Das abzutreibende Blei wird entweder
besonderen Gusseisenkesseln eingeschmolzen und aus denselben in
Heerd eingelassen, oder es wird in die Canäle f f gelegt und in densel
vorgeschoben. Die vorgeschobenen Theile schmelzen und fliessen in

rd. i ist die Arbeitsöffnung. e ist eine Oeffnung zur Einführung von bläsewind in die Erhitzungskammer. Das im Ofen angereicherte Blei rd aus demselben entweder ausgeschöpft oder durch ein in dem tiefsten eile der Heerdsohle eingebohrtes Stichloch abgelassen.

Die Einrichtung eines amerikanischen Ofens mit rectangulärem Heerde ohne Wasserkühlung ist aus den Figuren 391 bis 395 ersichtlich[1]). x ist der Rost, B die Erhitzungskammer, F der durch Mauerzungen in 3 Theile getheilte Fuchscanal. (Diese Theilung bezweckt eine gleichmässige



Fig. 390.

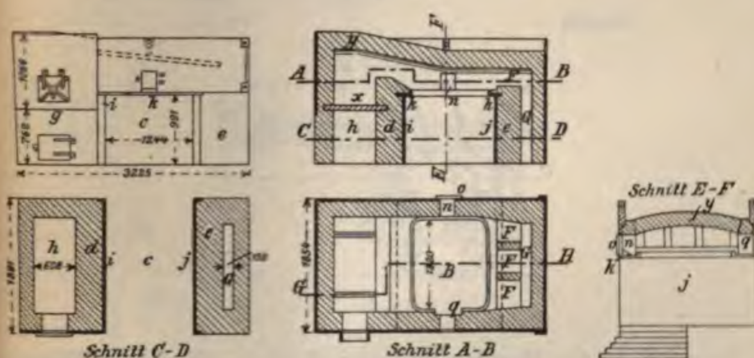


Fig. 391 bis 395.

Verbreitung der Flamme über das Metallbad). G ist ein senkrechter Canal zur Abführung der Feuergase in die Flugstaubkammern. Der Ofen ist mit Gusseisenplatten umgeben. Die Rostfläche beträgt 1,371 × 0,838 qm, die Heerdfläche 1,32 × 1,066 qm. y ist das Gewölbe des Ofens, welches von der Rostseite bis zum Fuchs stark herabgezogen ist, um die nöthige Hitze im Ofen hervorzubringen. k ist der Compassring, in welchen der in den Zeichnungen nicht sichtbare, auf Rädern ruhende Testring eingeschoben wird. Der Compassring hat die Gestalt eines Rechtecks mit abgerundeten Ecken, dessen Zusammenhang nur an der Glättgasse q unterbrochen

[1]) Hofmann, Metallurgy of Lead.

ist. Die Entfernung zwischen Rostbalken und Gewölbe beträgt 0,7 zwischen Gewölbe und dem oberen Rand des Compassringes 0,241 m ist eine an der Hinterseite des Ofens befindliche, durch eine Schiebeth verschliessbare Oeffnung, durch welche das Windleitungsrohr geführt Auch wird durch dieselbe das zu vertreibende Werkblei in einzel Barren nachgesetzt.

Der Testring hat die aus den Figuren 396 und 397 ersichtli Einrichtung. Derselbe ruht auf Rädern und besteht ganz aus Eisen. hat, wie der Compassring, in welchen er hineinpasst, die Gestalt ei Rechtecks mit abgerundeten Ecken. Diese Form bietet mehr Oxydati fläche für das Blei dar als die ovale Form. y ist eine nur beim He schlagen eingesetzte eiserne Schablone, um welche herum die Heerdm



Fig. 396.

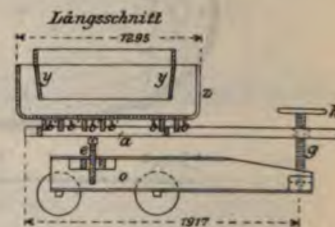


Fig. 397.

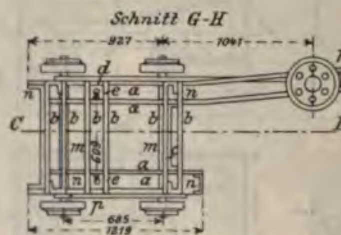


Fig. 398.

der Seitenwände des Heerdes eingestampft wird. Die ebene Fläche d Testrings liegt in einer Ebene mit dem oberen Rande des Compassrin An der Vorderseite hat er einen 0,076 m weiten Schlitz z für die Glä gasse, welcher nur während des Einstampfens des Heerdes geschloss wird. Man wendet auch Testringe mit durchbrochenem Boden, wie b dem älteren englischen Treibofen an.

Der Testring lässt sich, wie aus den Figuren 396, 397 und 398 e sichtlich ist, mit Hülfe von Schrauben heben und senken bzw. fest an d Compassring anlegen. Er ruht auf dem beweglichen Gestell a, welch in seinem hinteren Theile durch die Schrauben e, in seinem vorder Theile durch die Schraube g gehoben bzw. gesenkt werden kann. M Hülfe des Handrades h lässt sich der vordere Theil des Gestelles bz Testrings leicht heben und senken, dagegen ist die Bewegung der beid

eren Schrauben während des Betriebs schwierig. Jedenfalls lässt sich Testring mit Hülfe der gedachten Schrauben fest an den Compassring gen, so dass er während des Abtreibens im Ofen festliegt.

Man benutzt auch Testringe mit vier Schrauben, wie aus den Figuren bis 401 ersichtlich ist. Mit Hülfe derselben lässt sich der Testring ohne wierigkeiten fest an den Compassring anlegen.

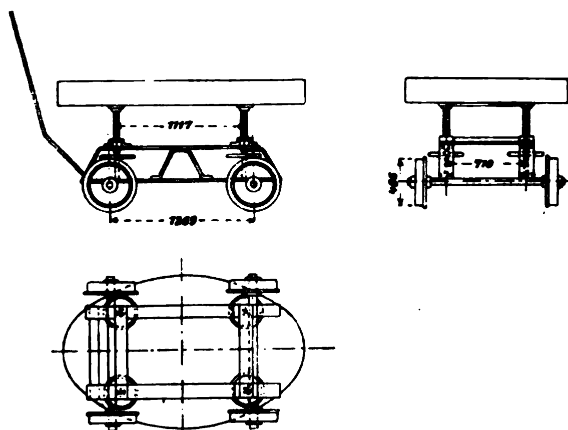


Fig. 399 bis 401.

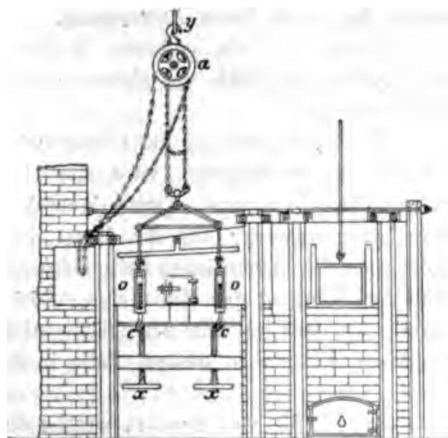


Fig. 402.

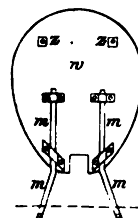


Fig. 403.

Da das Drehen der Schrauben in der Hitze auf Schwierigkeiten sst, so hat man zur Verringerung der letzteren die beiden Vorder-rauben unter dem Testring weggelassen und denselben an seinem rderen Ende aufgehangen. Eine derartige Einrichtung ist von Lynch[1])

[1]) Blake, Trans. A. I. M. E. x., p. 220.

angegeben worden. Dieselbe erhellt aus den Figuren 402 und 403. hintere Theil der Testplatte w kann durch die Schrauben x x, deren I in den Höhlungen z z ruhen, gehoben bzw. gesenkt werden. An der platte sind ferner die nach vorne divergirenden Eisenbalken m m bef Die vorderen Enden derselben werden in die Schraubenbolzen o o hakt, welche durch ihr Gehäuse in der aus Figur 402 ersichtliche mit dem Differentialflaschenzug y verbunden sind. Mit Hülfe dieses Flas zuges kann der Heerd gehoben bzw. gesenkt werden und zwar so und langsam, dass sich sogar der Ausfluss der Glätte regeln lässt und auch der ganze Inhalt des Heerdes (an Silber angereichertes Blei Silber) aus demselben ausgegossen werden kann.

Von Rösing[1]) ist ein beweglicher Heerd angegeben worden welchem das Kippen desselben durch Eingreifen eines Zahnrades i unter dem Heerde angebrachtes Zahnsegment erfolgt. Diese Einric hat bis jetzt noch keine Anwendung gefunden.

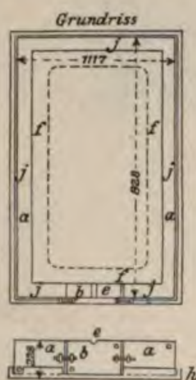


Fig. 404 und 405.

Die beweglichen Heerde wendet ma wöhnlich dann an, wenn der Heerd keine ständige Wasserkühlung besitzt und der A der Glätte durch Vertiefen der Glättgasse re wird. Bei Heerden zur Concentration des S im Blei mit vollständiger Wasserkühlung, w eine festliegende, nicht vertiefbare Glättgass sitzen, finden sie keine Anwendung.

Ausser auf die gedachte Weise lässt der Testring mit Hülfe von Keilen unbewegli Ofen festlegen.

Um die Einwirkung der Glätte auf das H material zu beschränken, wird der Heerd einen Wassermantel (water-jacket) gek Man kühlt entweder nur die Brust des He oder die beiden langen Seiten oder die sämmtlichen Seiten desselben. Eisen der waterjackets erhält bei Kühlung der Brust eine 0,076 m Bedeckung von Heerdmaterial, so dass es mit der Glätte nicht i rührung kommt. Die Glättgassen werden in diesem Falle in das H material eingeschnitten.

Die beste Wasserkühlung ist die von Steitz, welche die sä lichen Heerdseiten kühlt. Die Einrichtung derselben ergiebt sich au Figuren 404 und 405. j ist der aus Kesselblech hergestellte rechte Wassermantel. Derselbe hat an der Vorderseite einen Zwischenrau welchen ein kleiner, aus Gusseisen hergestellter Wasserkasten (water-ja h hineinpasst. Dieser kleine Wasserkasten, welcher mit Hülfe Schrauben mit dem grossen Wassermantel verbunden wird, hat in

[1]) Berg- und Hüttenm. Ztg. 1883, p. 577.

oberen Fläche eine Rinne e, welche die Glättgasse bildet. f ist das 0,101 m starke Heerdfutter. Dasselbe trennt den Wassermantel von der flüssigen Glätte und ruht, ebenso wie der Wassermantel, auf der gusseisernen Heerdplatte h. Die Glättgasse dagegen ist in steter Berührung mit der flüssigen Glätte und wird durch dieselbe verhältnissmässig schnell ausgefressen. In diesem Falle wird der gusseiserne Wassermantel entfernt und durch einen neuen Wassermantel ersetzt, was sich schnell und ohne Schwierigkeit während des Betriebes bewirken lässt.

Der Steitz'sche Wassermantel eignet sich bei der Unveränderlichkeit der Glättgasse besonders für das Concentrationstreiben, da hier der Metallspiegel immer auf gleicher Höhe erhalten wird. Dagegen eignet er sich weniger für die Herstellung von Feinsilber aus silberreichem Blei, weil die Glättgasse nicht mit sinkendem Metallspiegel vertieft werden kann.

Der Oxydationswind wurde früher durch einen Dampfstrahl eingeführt. Gegenwärtig wird er in den Vereinigten Staaten allgemein durch blower (Baker blower, Root blower, Sturtevant blower) erzeugt und durch eine Düse von 0,076 m Durchmesser in den Ofen geführt. Bei manchen Oefen liegt die Düse auch in einer Form, deren Ende 0,101 m lang und 0,012 m weit ist. Der Winddruck beträgt 12 bis 13 mm Quecksilbersäule.

Der Heerd wird nicht mehr aus Knochenasche, sondern entweder aus einem Gemenge von Kalkstein und feuerfestem Thon (3 Raumtheile Kalkstein auf 2 bis 3 Raumtheile Thon), oder aus Portlandcement oder aus einem Gemenge von $^2/_3$ Raumtheilen Portlandcement und $^1/_3$ zerkleinerten feuerfesten Steinen (Schamott) hergestellt. Auch wendet man gegenwärtig versuchsweise Heerde aus Magnesia-Ziegeln an. Die Heerdmasse wird, wie bei der Herstellung des deutschen Treibheerdes, angefeuchtet und dann im Testring festgestampft. Auf manchen Werken wird der Heerd in einzelnen Lagen (bis 3), auf anderen Werken in einer einzigen Lage festgestampft. Bei dem Mergelheerd wird die Vertiefung desselben nach dem Einstampfen eingeschnitten. Der Heerdrand ist an der Hinterseite und den langen Seitenwänden des Heerdes 0,076 bis 0,101 m stark, an der Vorderseite desselben 0,152 bis 0,254 m. Die Dicke des Heerdfutters beträgt am tiefsten Punkte des Heerdes wenigstens 0,101 m. Dieser tiefste Punkt liegt nahe an der Vorderseite des Heerdes, um durch eine daselbst anzubringende Oeffnung den Heerd bequem entleeren zu können. Die Tiefe der Heerdhöhlung beträgt gegen 0,127 m. Ein Heerd, welcher 1,32 m lang, 0,635 m breit und 0,127 m tief ist, fasst $2^1/_4$ t Werkblei. Man wendet in der neuesten Zeit aber auch grössere Heerde an, welche 5 t (Omaha) und 6 t (Balbach's Werk bei Newark) Werkblei fassen.

Wenn der Heerd aus Cement hergestellt wird, oder aus einem Gemenge von Cement und Schamott, so muss die Höhlung desselben während des Einstampfens der Heerdmasse hergestellt werden.

Bei Testringen, deren Boden aus einer undurchbrochenen Eisenplatte besteht, bringt man auf die Sohle wohl ein Futter aus feuerfesten Steinen,

[illegible] feuerfestem Thon überstrichen [illegible] Figur 331 und 332) aus Heerdmasse [illegible] zwischen einer Schablone aus Eisen [illegible] eingestampft wird. In diesem Testr[illegible] Magnesiasteinen hergestelltes Futter. [illegible] nach seiner Fertigstellung 14 Tage [illegible] in der Treibhütte). Soll er in ein[illegible] so wird er durch ein kleines Holzkohle[illegible] in einem im Betrieb befindlichen Of[illegible] ausgewechselt werden, so wird nach dem Ei[illegible] 4 Stunden nur schwach gefeuert.

[illegible] sich dadurch von dem des deutsche[illegible] und Glätte nicht von einander getrenn[illegible] auf Feinsilber stets ein Concentration[illegible] vorangeht. Die Glätte wird bei allen Oefe[illegible] Water-jacket-Ofen durch eine in die Heerdmass[illegible] Glättgasse abgelassen. Bei dem Steitz'sche[illegible] die Glättgasse eine gusseiserne Rinne. Um ei[illegible] Heerdfutters durch Anwendung einer einzige[illegible] bringt man auf der Sohle des Glättlochs ge[illegible] 3 bis 4, an, welche nacheinander in Ge[illegible] Bei Anwendung von beweglichen Heerden [illegible] Hebung des vorderen Theiles derselben die [illegible] Glättgasse unterstützen. Dieselbe ist so zu führen, [illegible] die Hälfte des Bleispiegels zur Beschränkung der Ver[illegible] Blei mit Glätte bedeckt bleibt.

[illegible] Anwendung einer Glättgasse aus Gusseisen (Steitz-Ofen) lässt [illegible] der Glätte nur durch die Menge des nachgesetzten Bleis [illegible] Man kann hier auch die Glätte periodisch abfliessen lassen, indem [illegible] die Glättgasse durch einen Thonpfropfen verschliesst und zeitweise [illegible] durch Wegnahme desselben öffnet.

Die abfliessende Glätte wird in gusseisernen fahrbaren Töpfen, welche unter die Glättgasse gesetzt werden, aufgefangen. In dem Maasse wie dieselbe ausfliesst, wird beim Concentrationstreiben Blei nachgesetzt, um den Metallspiegel auf derselben Höhe zu erhalten. Das Nachsetzen des Bleis geschieht in der Weise, dass man 1 oder 2 Bleibarren so in die betreffenden Oeffnungen an der Hinterseite des Ofens legt, dass sie in den Ofen hineinragen und sie in dem Maasse, wie sie abschmelzen, vorschiebt.

Das Concentrationstreiben geschieht so, dass das Werkblei auf 60 bis 70 % Silber angereichert wird. Das angereicherte Silber wird aus dem Ofen ausgeschöpft, worauf der Heerd sofort von Neuem besetzt wird. Nach Ablauf einer bestimmten Zeit wird der Heerdboden so dünn, dass der Heerd ausgewechselt werden muss. Das geschieht durch Herausziehen des Testrings und Einsetzen eines neuen bereit gehaltenen Testrings mit

eher Heerdfüllung an die Stelle des alten. Auf diese Weise geht das ncentrationstreiben ununterbrochen fort.

Am meisten geeignet für das Concentrationstreiben ist der Steitz'sche erd mit festliegender Glättgasse, weil bei demselben die Führung der ittgasse fortfällt, so dass er auch von ungeübten Arbeitern bedient rden kann.

Die Dauer des Heerdfutters hängt von der Art des Heerdmaterials, r Einrichtung des Ofens und der Art des Treibens ab.

So hält das aus künstlichem Mergel hergestellte Futter eines assermantelofens beim Concentrationstreiben 60 Tage. In Port Pirie rden in einem Ofen ohne Wasserkühlung mit Cementfutter des Heerdes i einem Einsatze von $^3/_4$ t Werkblei 30 bis 50 t Werkblei von 15 % auf % Silber concentrirt.

Die Verarbeitung des an Silber angereicherten Bleis auf einsilber geschieht gewöhnlich in englischen Treiböfen ohne asserkühlung. Der Betrieb ist ein ähnlicher wie beim Concentrations-iben. Man setzt so lange Werkblei nach, bis der grösste Theil des Heerdes t Blicksilber angefüllt ist. Selbstverständlich muss mit der Zunahme des lbers in der Blei-Silber-Legirung die Temperatur entsprechend erhöht rden. Das Blicksilber wird durch die oxydirende Einwirkung der Gebläse-ft von seinen Verunreinigungen befreit. Dieselben werden durch kleine ngen von Mergel oder Knochenasche, welche man auf das Metallbad eut, aufgenommen und von dem Silberspiegel abgezogen. Die oxydirende irkung des Gebläses wird auch wohl durch Aufstreuen von Salpeter auf s Metallbad unterstützt. Das Raffiniren wird in den Vereinigten Staaten bis einer Feinheit des Silbers von mindestens 997 Tausendtheilen getrieben. er Feingehalt wird durch die Probe festgestellt.

Das Feinsilber wird aus dem Ofen ausgeschöpft und in angewärmte rmen gegossen. Bei Anwendung der oben beschriebenen Kippeinrichtung n Lynch kann es auch aus dem Ofen ausgegossen werden.

Der Prozess der Herstellung des Feinsilbers wird gewöhnlich nicht ntinuirlich betrieben.

Ein aus künstlichem Mergel (Kalkstein und Thon) hergestellter Heerd, lcher täglich 4 bis 5 Stunden gebraucht wird, hält gegen 30 Tage, ihrend ein Heerd aus Cement Monate hindurch hält. Ein Cementheerd, lcher gleichzeitig zum Concentriren und Raffiniren dient, hält nur Tage.

Die bei dem englischen Treibprozess erhaltenen Nebenerzeugnisse, züge, Glätte, Heerd und Flugstaub, sind so reich an Silber, dass sie : sich oder im Gemenge mit anderen silberhaltigen Geschicken auf erkblei verschmolzen werden, welches direct oder nach vorgängiger Ancherung des Silbers in demselben durch den Zinkprozess vertrieben rd. Der Mindestgehalt der reinen Glätte an Silber beträgt 0,155 %, geht er, wenn sie mit Abzügen des Werkbleis gemengt ist, leicht auf 0,622 %.

Der Bleiverlust beim Abtreiben im englischen Heerde wird zu 5 angegeben.

In den Vereinigten Staaten[1]) werden in einem Heerde v 1,371 m Länge und 1,066 m Breite, wie er oben beschrieben ist, in Stunden 3,5 t reiches Werkblei (10 % Silber) auf 70 % Silber angereiche Hierbei werden je nach der Qualität $1^1/_2$ bis 2 t Kohlen verbraucht. D Ofen ist in der Schicht mit 1 Mann belegt.

Die Verarbeitung $^1/_2$ t concentrirten Bleis von 70 % Silbergehalt a Feinsilber in einem Heerde von 0,838 m Länge, 0,711 m Breite u 0,127 m Tiefe erfordert 5 Stunden Zeit. Der Steinkohlenverbrauch b trägt $1^1/_2$ t. Der Ofen ist mit 1 Mann belegt.

In Port Pirie in Süd-Australien werden in einem Ofen m Cementheerd von elliptischer Gestalt und Wasserkühlung an der Arbeit öffnung, dessen Einrichtung aus den Figuren 406 bis 410 ersichtlich i

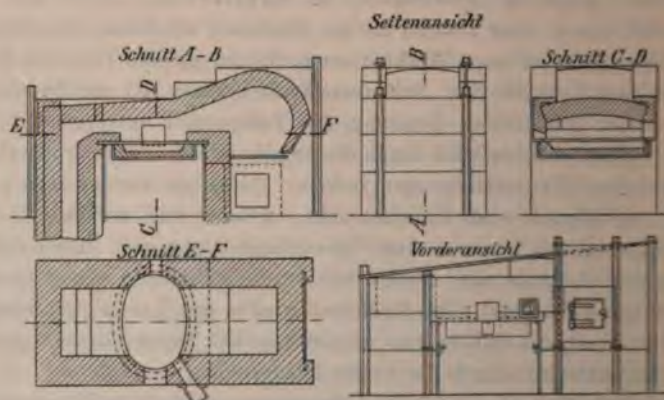


Fig. 406 bis 410.

bei einem Einsatz von 600 kg in 8 Stunden 1 t Werkblei von 15 % a 50 % Silber angereichert. Der Brennstoffverbrauch beträgt 37 % vom G wicht des eingesetzten Bleis. Der Ofen ist mit 1 Mann belegt. Die e haltene Glätte wird auf Werkblei verfrischt, welches durch Zink en silbert wird.

Das angereicherte Blei wird in Treiböfen der nämlichen Einrichtu bei ursprünglichen Einsätzen von 600 kg auf Feinsilber verarbeitet. D Zeit der Verarbeitung für den gedachten Einsatz beträgt 8 Stunden. D Steinkohlenverbrauch für einen Einsatz beträgt 65 % vom Gewichte d selben. Der Ofen ist mit einem Mann belegt. Auf einem Heerde kön 5000 bis 6000 kg Feinsilber hergestellt werden, ehe er erneuert werden mu

In Omaha (Nebraska) in den Vereinigten Staaten fasst der a künstlichem Mergel hergestellte Heerd 5 t Blei. Derselbe ist mit ein

[1]) Hofman, The Metallurgy of Lead.

ssermantel umgeben. Der Wind wird mit Hülfe eines Dampfstrahls geführt. Zum Vertreiben von 5 t Werkblei auf Blicksilber sind 3 t inkohle erforderlich. Der Mergelheerd hält 50 Einsätze aus.

Die Vorzüge des englischen Treibofens vor dem deutschen Treibofen sind: der continuirliche Betrieb und in Folge dessen eine grosse Leistungsfähigkeit des Ofens im Verhältniss zu seiner Grösse, die grosse Haltbarkeit des Heerdes und in Folge dessen ein geringer Verbrauch an Heerdmaterial, geringe Kosten für Heerdschlagen und der Fall verhältnissmässig geringer Mengen von blei- und silberhaltigem Heerd. Es sind daher auch nur geringe Mengen von Heerd zu verfrischen, so dass auch die indirecten Metallverluste geringer ausfallen.

An Brennstoff verbraucht der englische Treibofen mehr als die grossen deutschen Treiböfen, in Bezug auf Arbeitslohn dagegen arbeitet der englische Treibofen günstiger als der deutsche, wenn man die Arbeit für die Herstellung des Heerdmaterials, das Ausbrechen des Heerdes, das Schlagen des Heerdes und das Verfrischen des Heerdes in Rechnung zieht und berücksichtigt, dass der deutsche Treibofen mindestens mit 2 Mann, der englische Treibofen mit 1 Mann belegt ist.

Der englische Treibofen hat gegenüber dem deutschen den Nachtheil, dass man silberarme Glätte, also Handelsglätte, in demselben nicht erzielen kann und etwas mehr Brennstoff verbraucht.

Man wird hiernach den englischen Treibofen grundsätzlich dann anwenden, wenn das abzutreibende Blei so silberreich ist, dass silberarme Glätte aus demselben überhaupt nicht zu erzielen ist, ein Fall, welcher meistens bei dem mit Hülfe von Zink angereicherten Blei zutrifft.

Den deutschen Treibofen wird man grundsätzlich anwenden, wenn Handelsglätte hergestellt werden soll, was nur mit nicht zu silberreichem Blei möglich ist, oder wenn silberhaltige Erze oder Hüttenerzeugnisse in grösserer Menge in das Blei eingetränkt werden sollen.

Das Feinbrennen oder Raffiniren des Blicksilbers.

Das durch den Treibprozess hergestellte Blicksilber ist noch durch verschiedene Elemente, durch Kupfer, Blei und Wismuth, seltener durch Nickel, Antimon und Arsen verunreinigt. Dieselben lassen sich durch ein oxydirendes Schmelzen des Blicksilbers mit Luft, Salpeter oder Silbersulfat zum grössten Theil entfernen. Am schwierigsten ist das Kupfer zu entfernen. Man thut daher am besten, Blicksilber mit einem grösseren Kupfergehalte vor dem Raffiniren mit Blei im Treibofen zusammenzuschmelzen und nochmals abzutreiben. Hierdurch wird das Kupfer besser entfernt als durch das Raffiniren. Das Wismuth wird am besten durch Silbersulfat entfernt. Diese Reinigung des Silbers nennt man das Raffiniren oder Feinbrennen desselben. Man führt diesen Prozess in Treiböfen, in besonderen Flammöfen, den sog. Silber-Raffiniröfen, unter der Muffel

und in Tiegeln aus. Bei Anwendung von Silbersulfat wendet man g
sätzlich Tiegel an.

Bei Anwendung von englischen Treiböfen zum Abtreibe
Werkbleis wird das Reichblei, wie dargelegt, grundsätzlich in diesen
auf Feinsilber verarbeitet. Die Oefen und die Art der Verarbeitung
bereits dargelegt worden. Ebenso lässt sich Blicksilber in diesen Oef
Feinsilber verarbeiten.

Auch wird das Feinbrennen auf manchen Hüttenwerken in d
schen Treiböfen im unmittelbaren Anschlusse an das Abtreiben a
führt. In diesem Falle wird nach erfolgtem Blicken des Silbers da
bläse entweder ganz abgestellt oder nur ein schwacher Windstro
das flüssige Silber geleitet. Der Oxydationsprozess wird so lange f
setzt, bis das Silber die charakteristischen Eigenschaften des Feins
— eine reine spiegelnde Oberfläche, vollständige Freiheit von Fleck
den aus dem Silberbade herausgeholten Proben, Atlasglanz und g
mässiges Korn auf dem Bruche — zeigt und eine Probe den gewüns
Feingehalt des Silbers ergiebt. Die sich bildenden Oxyde werden
eine geringe Menge Mergel, welche man auf das Metallbad streut,
saugt und dann abgezogen.

Die Silberverluste betragen nach Ohl[1]) nicht über 0,018 %.
Feinheit des Silbers bringt man nach Föhr[2]) auf Victor-Friedrichshüt
Alexisbad auf 998 Tausendtheile. Auf dieser Hütte hat man das f
übliche Feinbrennen unter der Muffel abgeworfen und durch das
brennen im deutschen Treibofen ersetzt. Das letztere Verfahren ha
Vortheil, dass man das Einschmelzen des Silbers und die Koste
Heerdschlagens erspart.

Das Feinbrennen in besonderen Flammöfen, wozu auc
englischen Treiböfen gehören, ist das am häufigsten angewe
Verfahren zur Reinigung des Silbers. Dasselbe gestattet bei grosser
duction den geringsten Brennstoffaufwand, ist aber auch immer mit
gewissen Silberverflüchtigung verbunden. Bei diesem Verfahren läss
das Wismuth schwieriger entfernen als bei dem Silbersulfat (Rössler's
Verfahren. Der Heerd des Flammofens ist entweder beweglich ode
beweglich. Im ersteren Falle unterscheidet sich der Ofen in seiner
richtung nicht von dem oben beschriebenen englischen Treibofen.
unbeweglichen Heerden macht man häufig das Heerdgewölbe bewe
Dasselbe besteht in diesem Falle entweder aus einer mit einem feuerf
Futter versehenen Eisenhaube oder aus durch ein Eisengerippe zusam
gehaltenen feuerfesten Steinen.

Als Material für die Herstellung des Heerdes verwendet
Knochenasche, Mergel, Aescher, Schamott, Cement; als Brennstoff

---

1) B. u. H. Ztg. 1879, p. 274.
2) B. u. H. Ztg. 1885, p. 382.

e, Holz, selten Gas. Die Oxydationsluft lässt man entweder durch Arbeitsthüre eintreten oder man führt sie vermittelst eines Gebläses en Ofen.

Die Einrichtung eines Feinbrennofens mit unbeweglichem rde und abnehmbarem Heerdgewölbe ist aus den Figuren 411 412 ersichtlich. r ist der Rost, b die Erhitzungskammer mit der be-lichen Decke c, v der aus Mergel hergestellte Heerd. Derselbe ruht einer zweiten Mergelschicht, welche ihrerseits auf Mauerwerk ruht. t der Fuchscanal, h die Arbeitsöffnung, k die Schüröffnung.

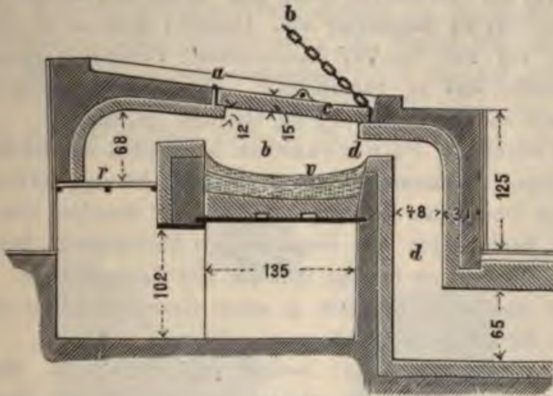


Fig. 411.

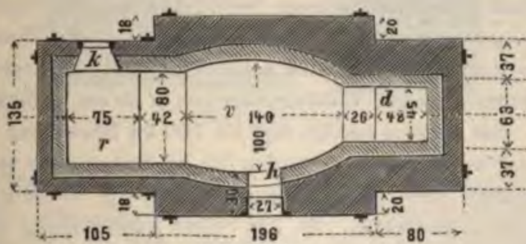


Fig. 412.

Bei den Oefen mit festem Heerde wird der fertiggestellte Heerd 8 12 Stunden lang abgewärmt und dann mit Blicksilber besetzt. Das-e wird bei fest verschlossenen Thüren und zur Beschränkung von erverlusten durch Verflüchtigung gewöhnlich unter einer Holzkohlen-te rasch eingeschmolzen. Das eingeschmolzene Silber wird durchge-t und dann von den auf die Oberfläche desselben tretenden Krätzen inigt. Dann wird zur Beförderung der Oxydation der fremden Elemente auf das Metallbad geleitet. Dieselbe tritt entweder durch die geöffnete eitsthüre ein oder wird mit Hülfe eines Gebläses durch eine zur Seite Feuerbrücke liegende Düse eingeführt. Die an die Oberfläche des

Metallbades tretenden Oxyde werden durch aufgestreuten Mergel aufgesogen. Ist das Silber fein, so wird nach Abstellung des Windes noch einmal stark gefeuert und das Metallbad wird zur Verhütung des Spratzens mit Holzkohlen bedeckt. Darauf wird das Silber in mit Thon oder Kalk überzogene Eisenformen geschöpft, oder, falls es granulirt werden soll, in einen mit Wasser gefüllten Granulirbehälter abgestochen.

Oefen mit unbeweglichem Heerde stehen beispielsweise in Przibram und in Freiberg in Anwendung. Auch in Lautenthal befindet sich ein Ofen mit unbeweglichem Heerde.

In Przibram (Böhmen) setzt man in den aus Mergel hergestellten Heerd 850 bis 900 kg Blicksilber ein. Dasselbe wird in 10 Stunden feingebrannt und auf 996 bis 997 Tausendtheile Feingehalt gebracht. Man gebraucht hierbei 650 kg Steinkohlen. Das Feinsilber oder Brandsilber wird in Formen zu Barren von 10 kg Gewicht gegossen.

Der Freiberger Feinbrennofen ist ähnlich eingerichtet wie der oben beschriebene Przibramer Ofen. Der Einsatz beträgt 1000 bis 1200 kg Blicksilber, die Dauer des Feinbrennens 10 bis 12 Stunden, der Brennstoffaufwand 60 % Steinkohlen vom Gewichte des Blicksilbers. Der Feingehalt des erhaltenen Feinsilbers beträgt 996 bis 998 Tausendtheile. Das Silber ist goldhaltig und wird desshalb in einen Granulirbehälter abgestochen, um Granalien für die Goldscheidung zu bilden.

Der Ofen zu Lautenthal besitzt eine bewegliche, durch Eisenrippen zusammengehaltene Schamottstein-Haube. Der aus Mergel hergestellte Heerd ruht auf einer Schamottstein-Schicht, welche ihrerseits auf einer 14 cm dicken Schlackenschicht liegt. Die letztere wird von einer Gusseisenplatte getragen. Unter den mit Steinkohlen und Waasen (Reisigholz) gefeuerten Rost wird Unterwind geleitet. Hinter der Feuerbrücke sind zwei Düsen angebracht, deren Windstrahlen sich in 59 cm Entfernung von derselben treffen. Der Einsatz beträgt 650 bis 700 kg Blicksilber. Zum Feinbrennen von 100 kg Blicksilber werden 70 kg Steinkohlen und 10 Stück Waasen verbraucht. Die Windpressung beträgt 8 bis 10 mm Quecksilber bei 24 mm Düsenweite. Ist das Silber kupferhaltig, so setzt man demselben Blei zu, wodurch der Prozess etwas verlängert wird.

Das Feinbrennen unter der Muffel wird nur noch selten ausgeführt, da es mit einem erheblichen Aufwand an Brennstoff verbunden ist, die Einsätze in die Muffel verhältnissmässig klein und die Silberverluste durch Verflüchtigung erheblich sind.

Die Muffel ist entweder beweglich und besteht dann aus einer eisernen, mit Knochenasche, Mergel oder Aescher (ausgelaugter Holzasche) ausgestampften Schaale, über welche ein Deckel aus feuerfestem Thon gelegt wird, oder sie ist unbeweglich und wird dadurch hergestellt, dass man den unter einem Ofengewölbe hergestellten Heerd (Test) mit Ziegelsteinen umstellt und darüber ein durchlöchertes, mit Thon überzogenes Eisenblech legt.

Die Einrichtung eines im Unterharz angewendeten Muffelofens mit glichem Test ist aus den Fig. 413, 414 und 415 ersichtlich. E ist Ieizraum. Die Muffel besteht aus der Testpfanne t und dem Deckel D, ier von der Pfanne abgenommen werden kann. Die Testpfanne be- aus Eisen und erhält ein Futter aus Mergel oder ausgelaugter Knochen- :. Der Deckel besteht aus feuerfestem Thon. Die Vorderseite des raums wird erst nach dem Einsetzen der Muffel in denselben durch gestellte Barnsteine bis auf eine freibleibende Arbeitsöffnung v ge- ssen. Das zu raffinirende Blicksilber wird durch die Oeffnung m, h welche auch die Oxydationsluft eintritt, in die Muffel eingetragen. h Oeffnungen o tritt dieselbe aus. Die Muffel wird mit verkohltem nstoffe umgeben. Die Verbrennungsluft tritt theils durch die Arbeits- ng v, theils durch Züge z im Mauerwerk des Ofens ein. Der Einsatz e Muffel beträgt in Oker 22,5 bis 25 kg Blicksilber. Nach dem Ein-

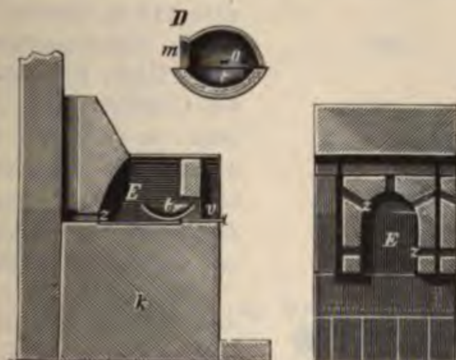


Fig. 413 bis 415.

n des Silbers wird die Muffel mit Holzkohlen umgeben und das Silber schmolzen. Die Dauer des Feinbrennens beträgt 3 Stunden. Das r wird von Zeit zu Zeit umgerührt und die gebildete Schlacke ent- In der letzten halben Stunde wird die Hitze gesteigert. Man ver- ht bei einem Feinbrennen 0,23 cbm Holzkohle.

Das Feinbrennen in Tiegeln.

Diese Art des Feinbrennens wird häufig benutzt, um auf nassem und durch Amalgamation gewonnenes Silber zu reinigen. Aber Blicksilber wird in der neuesten Zeit häufig nach dem Rössler'schen hren in Tiegeln feingebrannt.

Die Tiegel bestehen aus Eisen (am besten Schmiedeeisen) oder aus hit. Am besten sind die Graphittiegel. Die eisernen Tiegel erhitzt n einem Ofen mit Flammenfeuerung, die Graphittiegel in einem Wind- mit Koks oder Holzkohlen.

Die Einrichtung des Windofens ist aus Figur 416 ersichtlich. D zu erhitzende Tiegel wird auf einen Untersatz aus feuerfestem Thon g stellt, welcher seinerseits auf dem Roste a ruht und ringsum mit v kohltem Brennstoff umgeben ist. Das Einsetzen des Tiegels in den He raum bzw. das Herausnehmen desselben nach beendigter Erhitzung g schieht durch die am oberen Ende des Ofenschachtes angebrachte, du eine Fallthüre verschliessbare Oeffnung x. Die Verbrennungsluft (Zugl oder Gebläseluft) tritt unter dem Roste ein. Die verbrannten Gase zieh durch den Canal w in die Esse v. Da die Oberfläche des Metallbades d Luft nur eine verhältnissmässig geringe Fläche zur oxydirenden Einwirku bietet, so setzt man dem geschmolzenen Silber Oxydationsmittel in d Gestalt von Salpeter und nach Rössler's Verfahren von Silbersulfat zu. Z Zerlegung von Chlorsilber (wie es wohl im Cementsilber enthalten is setzt man Pottasche zu.

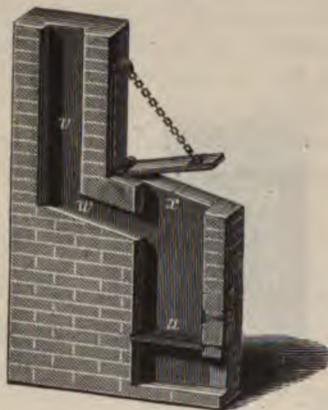


Fig. 416.

Beispielsweise wurden in Schmöl nitz 112 kg Cementsilber in Graphi tiegeln eingeschmolzen. Man setz $^1/_2$ bis $2^1/_2$ kg Pottasche zur Zerlegun von Chlorsilber und $^1/_8$ bis $^1/_2$ kg Sa peter zur Oxydation von Kupfer un Antimon zu. Die Dauer des Prozess betrug 6 Stunden. Nach Ablauf dies Zeit wurde die Schlacke abgezoge und das Kupfer ausgeschöpft.

Das Verfahren von Rössler be ruht auf der Oxydirbarkeit des ir Silber enthaltenen Bleis und Wismuth durch Silbersulfat. Das letztere wir in der Hitze in Silber, Schweflig Säure und Sauerstoff zerlegt, welche letztere oxydirend auf die gedachten Elemente einwirkt. Kupfer wir durch Silbersulfat nicht aus dem Silber entfernt. Das zu reinigend Silber wird in Windöfen in Graphittiegeln eingeschmolzen und dann mi einer Lage Sand bedeckt. Alsdann wird das entwässerte Silbersulfat ein gebracht und mit einer eisernen Stange umgerührt. Das Silber des Silber sulfats geht zum Theil in die Schlacke über. Zuerst wird hauptsächlich Blei oxydirt, später das Wismuth. Es ist daher möglich, das Wismuth i einer verhältnissmässig geringen Menge von Schlacke anzusammeln un die letztere auf Wismuth zu verarbeiten.

In Lautenthal, Frankfurt a. Main und Hoboken bei Antwerpe wird das Silber in Graphittiegeln in engen cylindrischen Windöfen, dere Wandungen nur einen kleinen Zwischenraum zwischen sich und den Tiegel wandungen für den Brennstoff (Koks) frei lassen, eingeschmolzen. In de unteren Theil des Ofens wird durch 2 Oeffnungen Wind eingeführt.

Der Einsatz in Lautenthal beträgt gegen 350 kg Silber von 950 bis Tausendtheilen Silbergehalt. Anstatt Sand legt man zur Verhinderung Umherspritzens des Silbersulfates und der Corrosion des Tiegels auf geschmolzene Silber einen Ring aus Schmiedeeisen. Alsdann wird ch die Mitte desselben das Silbersulfat in Stücken von Hühnereigrösse geführt und nachdem das Kochen aufgehört hat, durch eine Eisenstange das Metallbad eingerührt. Nach 20 bis 30 Minuten ist das Silbersulfat setzt. Die gebildete Schlacke wird durch Quarzsand angesteift und n aus dem Tiegel entfernt. Es wird nun eine zweite Portion Silberfat zugegeben und in gleicher Weise verfahren. Dann folgt noch ein ter und, wenn das Silber noch nicht rein sein sollte, ein vierter Zusatz Silbersulfat. Die Menge des zugesetzten Silbersulfats beträgt das derthalbfache bis Zweifache vom Gewichte der Verunreinigungen des bers.

Die Zusammensetzung der Schlacke ist nach Hampe die nachhende:

SiO_2	40,7	Ag_2O	2,05
P_2O_5	0,64		(1,88 Ag)
SO_3	0,61	Cu	0,45
S	0,15	Sb	0,02
FeO	13,47	CaO	1,73
Al_2O_3	0,43	MgO	0,25
Bi_2O_3	6,01	K_2O	0,64
PbO	33,50	Na_2O	0,26

Der Brennstoffverbrauch beträgt 30—35 G.-Th. Koks auf 100 G.-Th. icksilber.

Das gedachte Verfahren hat den Vortheil verhältnissmässig geringer berverluste und der Concentration des Wismuths in einem verhältniss issig geringen Theile von Schlacke.

Als Erzeugnisse des Feinbrennens erhält man Brandsilber oder Feinber, Testasche und Krätzabzüge.

Das Brandsilber enthält noch einige Tausendtheile von fremden standtheilen, besonders Blei, Kupfer, Gold, Platin, Palladium, Wismuth, sen und Antimon.

Das Spratzen des Silbers wird durch einen Gehalt [illegible] an pfer und Blei verhindert, nicht aber durch einen Goldgeh[illegible] m Spratzen mechanische Verluste an Silber verbunden [illegible] n dasselbe durch Herstellung von Oeffnungen auf der [illegible] starrenden Silbers mit Hülfe von Rührhaken, durch Be[illegible] t Kohlenlösche, durch Einschmelzen des Silbers unter [illegible] chsalz oder Pottasche zu verhindern. Auch scheint [illegible] sorption von Schwefliger Säure zu spratzen. So [illegible] lches aus dem Sulfate desselben durch Eisen gefällt [illegible]

das Spratzen in diesem Falle durch Zusatz von Salpeter zu dem Silber nach dem Einschmelzen desselben.

Die Testasche ist das mit Metalloxyden und Silberkörnern gemengte Heerdmaterial. Man hält aus derselben die Silberkörner aus und giebt dann den metallhaltigen Theil der Testasche zum Werkbleischmelzen.

Die Krätzabzüge gehen, wenn sie einen hinreichenden Gehalt von Wismuth haben, zur Wismuthgewinnung, andernfalls zur Gewinnung des Werkbleis. Enthalten sie eine grössere Menge von Silber, so werden sie eingetränkt. Manchmal werden sie auch auf nassem Wege entsilbert.

II. Gewinnung des Silbers auf dem vereinigten trockenen und nassen Wege.

1. Durch Ueberführung des Silbers in eine Blei-Silber-Legirung.

Manche Erze und Hüttenerzeugnisse, deren Silbergehalt verbleit werden soll, unterwirft man vor der Verbleiung einer Behandlung auf nassem Wege, um gewisse in ihnen enthaltene Körper dadurch vom Silber zu trennen, dass man sie in Lösung bringt. Das Silber selbst bleibt hierbei ungelöst.

Andrerseits wird aber auch Silber, welches aus Lösungen erhalten ist, sowie Silber, welches mit Hülfe der Elektrolyse gewonnen worden ist, verbleit, um es von Verunreinigungen zu befreien oder um es aus Verbindungen oder aus Gemengen mit fremden Körpern in eine Blei-Silber-Legirung überzuführen.

Das Verbleien erfolgt in beiden Fällen in der oben dargelegten Art durch Verschmelzen des unreinen Silbers bzw. der silberhaltigen Körper mit bleiischen Vorschlägen oder durch Eintränken derselben in ein zur Rothglut erhitztes Bleibad.

A. Prozesse, bei welchen das Silber nicht in Lösung gebracht wird.

Prozesse, bei welchen vor der Verbleiung des Silbers gewisse Körper in Lösung übergeführt werden, das Silber aber selbst ungelöst bleibt, sind:

1. Das Rösten blendehaltiger, silberhaltiger Bleierze, um das Zink in neutrales Sulfat überzuführen, das Auslaugen des Zinksulfats durch Wasser und das Verschmelzen der ausgelaugten, gerösteten Erze in Schachtöfen auf Werkblei.

Diese Prozesse werden auf Sophienhütte bei Langelsheim und auf Juliushütte bei Goslar ausgeführt und sind bereits beim Blei betrachtet worden.

2. Das Auflösen des Schwefeleisens aus silber- und goldhaltigen Rohsteinen mit Hülfe von Schwefelsäure und das Verschmelzen des Rückstandes mit bleiischen Vorschlägen auf Werkblei und Stein.

Dieser Prozess wird zu Zalathna in Siebenbürgen ausgeführt und ist bereits bei der Verbleiung der Steine erörtert worden.

3. Die Behandlung eines Gemenges von Zinkoxyd, Bleioxyd und silberhaltigem Blei, wie es beim Zinkprozesse bzw. beim Zersetzen des Reichschaums durch Wasserdampf erhalten wird, mit Ammoniumcarbonat oder verdünnter Schwefelsäure zur Auflösung des Zinkoxyds und das Eintränken des silberhaltigen Rückstandes in Werkblei beim Abtreiben desselben. Dieser zu Hoboken bei Antwerpen bzw. zu Lautenthal ausgeführte Prozess ist beim Zinkprozess des Näheren dargelegt worden.

4. Der Hunt-Douglas-Prozess zur Ueberführung des Kupfers aus geröstetem, silberhaltigem Kupferstein in eine Kupferchloridlösung und das Verbleien des ausgelaugten Steins. Dieser Prozess, welcher zu Kansas City, Staat Missouri in den Vereinigten Staaten von Nord-Amerika in Anwendung steht, ist bei der Gewinnung des Kupfers auf nassem Wege betrachtet worden.

5. Das Auflösen des Kupfers aus silberhaltigem Kupfer und aus totgeröstetem, silberhaltigem Kupferstein durch Schwefelsäure unter Gewinnung von Kupfervitriol und das Verbleien des silberhaltigen Rückstandes.

Das Auflösen des Kupfers aus silberhaltigem, verblasenem Schwarzkupfer steht zu Altenau und Oker im Harz in Anwendung, das Auflösen des Kupfers aus silberhaltigem, totgeröstetem Kupferstein zu Freiberg in Sachsen. Beide Prozesse, welche nachstehend näher beschrieben werden sollen, sind unter dem Namen der „Schwefelsäurelaugerei“ bekannt. Bei denselben ist eine vorgängige Entfernung des Eisens aus den aufzulösenden Hüttenerzeugnissen geboten, weil man andernfalls einen geringwerthigen, eisenhaltigen Kupfervitriol erhält. Man erreicht diese Entfernung des Eisens beim Kupferstein durch wiederholtes Rösten und Schmelzen desselben, beim Schwarzkupfer durch die Schwarzkupferarbeiten und ein nachfolgendes Verblasen desselben.

Die Gewinnung des Silbers aus silberhaltigem Schwarzkupfer mit Hülfe von Schwefelsäure.

(Schwefelsäurelaugerei.)

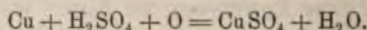
Dieser Prozess besteht im Verblasen des silberhaltigen Schwarzkupfers zur Entfernung von Eisen, Kobalt und Nickel aus demselben, im Behandeln des Kupfers in Granalienform mit verdünnter Schwefelsäure bei Luftzutritt, wobei das Kupfer aufgelöst wird, das Silber aber im Rückstande bleibt, und im Verschmelzen des silberhaltigen Rückstandes mit bleiischen Vorschlägen im Schachtofen.

Das Verblasen geschieht in Flammöfen und zwar bei bleihaltigem Kupfer in Flammöfen mit Gestübbeheerd (Altenau), bei bleifreiem Kupfer in englischen Flammöfen mit Quarzheerd (Oker). Der Betrieb ist der nämliche, wie beim Gaarmachen des Rohkupfers. Ebenso sind die chemischen Vorgänge die nämlichen, wie beim Gaarmachen (siehe Kupfer). Der Gestübbeheerd, welcher nur 4 Einsätze aushält, erhält als ersten Einsatz 3 t, als vierten Einsatz 2 t. Der Quarzheerd erhält Einsätze von je 3,5 t. In Altenau dauert das Verblasen bei 3 t 13 bis 15 Stunden. Hiervon kommen 10 bis 12 Stunden auf das Einschmelzen und 3 Stunden auf das eigentliche Verblasen. In Oker dauert der ganze Verblaseprozess 12 Stunden.

Man erhält Gaarkupfer, welches direct aus dem Ofen in Granulirbehälter abgestochen wird, und Verblaseschlacken. In Altenau sind die sich zuerst bildenden Verblaseschlacken nickelhaltig und werden an Nickelhütten verkauft. Die folgenden Schlacken werden mit Bleiglanz auf Kupferstein und Werkblei verschmolzen. In Oker werden die Verblaseschlacken gemeinschaftlich mit Kupfererzen geschmolzen.

Durch das Verblasen wird aus dem Kupfer Nickel, Kobalt, Zink und besonders das Eisen entfernt. Man erhält daher bei der Behandlung des verblasenen Kupfers mit Schwefelsäure einen reinen und besonders nur sehr geringe Mengen von Eisen enthaltenden Kupfervitriol.

Das Auflösen des Kupfers aus dem verblasenen silberhaltigen Kupfer beruht auf dem Umstande, dass verdünnte Schwefelsäure die Eigenschaft hat, das Kupfer bei Luftzutritt langsam in Sulfat zu verwandeln. Bei Luftabschluss wird das Kupfer von verdünnter Schwefelsäure nicht aufgelöst, wohl aber, wie bekannt, von concentrirter heisser Schwefelsäure unter Entwicklung von Schwefliger Säure. Eine Entwicklung von Schwefliger Säure tritt bei Anwendung von verdünnter Schwefelsäure nicht ein. Rammelsberg nimmt an, dass sich bei diesem Vorgange der Sauerstoff der Luft mit dem Wasserstoff der Schwefelsäure verbindet nach der Gleichung:



$$Cu + H_2SO_4 + O = CuSO_4 + H_2O.$$

Der eigentliche Vorgang dürfte der sein, dass der Kupfervitriol in saurer Lösung Kupfer aufnimmt und sich in schwefelsaures Kupferoxydul verwandelt, welches letztere durch den Sauerstoff der Luft bei Anwesenheit von Schwefelsäure zu schwefelsaurem Kupferoxyd oxydirt wird. Der Kupfervitriol dient hiernach als Sauerstoffüberträger. Durch Wärme wird diese Reaction befördert.

Von den im Kupfer vorhandenen übrigen Bestandtheilen werden Zink, Eisen, Kobalt und Nickel von der Schwefelsäure aufgelöst. Blei wird in Bleisulfat verwandelt, welches Salz in verdünnter Schwefelsäure unlöslich ist und daher im Rückstande verbleibt. Antimon, Zinn und Wismuth werden in basische Salze verwandelt, welche zum allergrössten Theile im Rückstande verbleiben. Arsen wird theils als Arsenige Säure

fgelöst, theils bleibt es als arsensaures Salz im Rückstande. Antimonure und arsensaure Salze werden von erwärmter Schwefelsäure unter usscheidung von Antimonsäurehydrat bzw. Arsensäure zersetzt.

Im Rückstande finden sich daher ausser Silber, Gold und ungelöst gebliebenem Kupfer Bleisulfat, Arsensäure, Antimonsäurehydrat, Arsen, arsensaures Blei, basisches Antimon, Zinn- und Wismuthsulfat, Schwefelkupfer und Schlackenbestandtheile, während sich in der Lösung die Sulfate des Eisens, Zinks, Kupfers, Nickels, Kobalts, sowie in geringem Maasse Arsensäure und Antimonsäure befinden.

Die Ausführung der Lösung des Kupfers geschieht in Bleithürmen oder in mit Blei ausgeschlagenen Holzfässern. Man schichtet in denselben die Granalien des silberhaltigen Kupfers auf einer durchbrochenen Unterlage auf und lässt über die letzteren periodisch oder continuirlich verdünnte Schwefelsäure oder saure Mutterlaugen fliessen. Die Löseflüssigkeit erwärmt man entweder in besonderen Gefässen durch zeitweises Einleiten von Wasserdampf in dieselbe oder durch continuirliches Einleiten von Wasserdampf in die Löseapparate (Bleithürme). Die Luft tritt am Boden der Lösegefässe ein und am oberen Ende derselben aus.

In Altenau und Oker wendet man für die Lösung mit Bleiblech ausgekleidete Holzfässer an. Dieselben besitzen 1,620 m Höhe, 0,885 m oberen und 0,720 m unteren Durchmesser. Auf den Boden der Gefässe sind 2 Hölzer gelegt, über welchen sich eine Schicht von groben Kupferstücken befindet. In Oker wendet man auch als Unterlage Kupferstäbe an. Auf die Unterlage bringt man eine 1 m hohe Granalienschicht im Gewichte von 1 t. Die Ausflussöffnung für die Lösung, welche gleichzeitig als Eintrittsöffnung für die Luft dient, ist 20 cm breit und 20 cm hoch. Ueber den Lösegefässen befinden sich mit Blei ausgekleidete Gefässe, in welchen Schwefelsäure von 50° B. mit Mutterlaugen (von der Krystallisation des Rohvitriols oder des reinen Vitriols) auf 29 bis 30° B. verdünnt wird. Diese Flüssigkeit, welche die Löseflüssigkeit bildet, wird durch Wasserdampf, welcher ein in den Gefässen angebrachtes, schlangenförmig gewundenes Bleirohr durchströmt, auf 70° C. erwärmt und dann mittelst eines Hebers, welcher an seinem unteren Ende mit einer Brause versehen ist, periodisch (alle $^1/_2$ bis $^3/_4$ Stunden) auf die Granalien geleitet.

Die Einrichtung des Lösefasses und des die Löseflüssigkeit enthaltenden Fasses ist aus Figur 417 ersichtlich. P ist das Gefäss für die Löseflüssigkeit. Bis auf den Boden desselben ist ein Bleirohr geführt, welches von Wasserdampf durchströmt wird. z ist der mit einer Brause versehene Heber, durch welchen die Löseflüssigkeit in das Lösegefäss geführt wird. Auf dem Boden des letzteren liegen Holzschwellen H, auf welche grobe Kupferstücke als Unterlage für die Granalien gelegt werden. Die Lauge fliesst durch die Oeffnung t am Boden des Fasses ab.

Der Betrieb wird geführt wie folgt. Vermittelst des Hebers lässt man für einen Zeitraum von 5 Minuten Löseflüssigkeit durch die Brause

auf die Granalien treten. Die Granalien werden benetzt und es bildet sich auf denselben unter dem Einflusse der atmosphärischen Luft Kupfersulfat unter Ausscheidung von Silberschlamm. Nach Ablauf von $^1/_2$ bis $^3/_4$ Stunden wird die in dieser Zeit gebildete Sulfatschicht nebst dem Löserückstande, dem sog. Silberschlamm, durch Aufgiessen neuer Flüssigkeit weggeschwemmt. Sobald die am unteren Ende des Lösegefässes austretende Flüssigkeit klar wird, enthält sie kein Kupfersulfat und keinen Silberschlamm mehr. Man stellt alsdann den Zufluss der Löseflüssigkeit

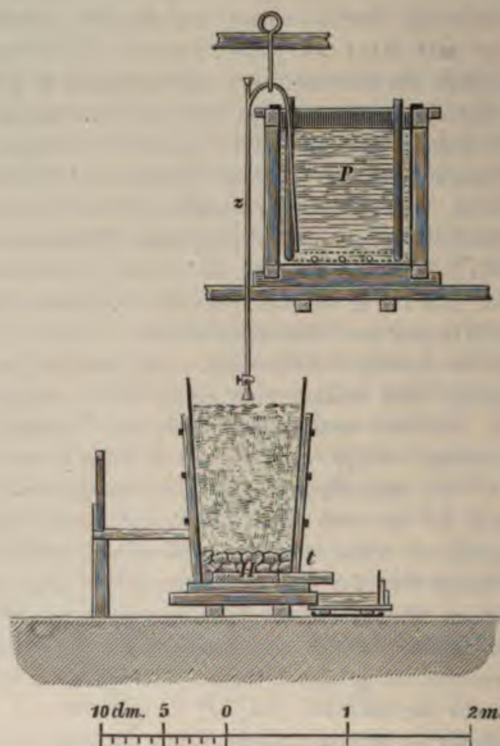


Fig. 417.

ab und überlässt die Granalien wieder $^1/_2$ bis $^3/_4$ Stunden der Einwirkung der an ihnen hängengebliebenen Flüssigkeit und der atmosphärischen Luft. Das Begiessen der Granalien mit Löseflüssigkeit, das sog. „Bebrausen", dauert immer nur 5 Minuten. Nach Ablauf der gedachten $^1/_2$ bis $^3/_4$ Stunden werden die gebildeten Zersetzungserzeugnisse wieder durch Aufgiessen neuer Säure entfernt u. s. f. Die Granalien werden in dem Maasse, wie sie aufgelöst werden, durch neue Granalien ersetzt.

Lauge und Silberschlamm, welcher letztere in der Lauge suspendirt ist, treten am Boden des Lösegefässes in ein langes Gerinne, an dessen

Ende sich ein Sammelkasten für die Flüssigkeit befindet. In diesem Gerinne schlägt sich in Folge des Erkaltens und theilweisen Verdunstens der Flüssigkeit Kupfervitriol in Krystallen und mit ihm der Silberschlamm nieder, während die Mutterlauge in den Sammelkasten fliesst. Dieselbe wird entweder zum Verdünnen der Schwefelsäure (Altenau) benutzt und in diesem Falle vermittelst eines Injectors in die über den Lösegefässen befindlichen Säuregefässe gehoben, oder sie wird zum Auflösen des Rohvitriols verwendet (Oker), in welchem Falle sie in die unter dem Sammelkasten befindliche Siedepfanne abgelassen wird. In Altenau geben 8 Löse-

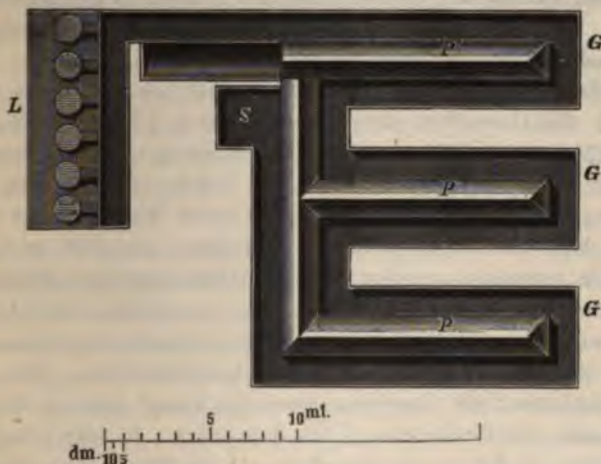


Fig. 418.

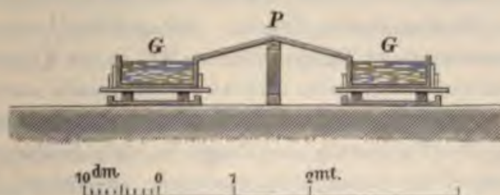


Fig. 419.

gefässe ihre Lauge in ein mit Bleiblech ausgekleidetes Gerinne von 0,7 m Breite, 0,18 m Tiefe und 110 m Länge ab; in Oker geben je 6 Lösegefässe ihre Lauge in ein Gerinne der nämlichen Art von 0,876 m Breite und 105,88 m Länge ab. Die Lage des Gerinnes zu Oker zu den Lösefässern ergiebt sich aus Figur 418. L sind die Lösegefässe; G ist das Gerinne, in welchem der Weg der Flüssigkeit durch Pfeile angedeutet ist; S ist der Sammelkasten für die Flüssigkeit. Neben den Gerinnen sind dachförmige, mit Bleiblech belegte Pritschen P angebracht, wie aus Figur 419 ersichtlich ist.

Der in den Gerinnen ausgeschiedene Kupfervitriol, welcher den gesammten Silberschlamm eingeschlossen enthält, wird auf die gedachten Pritschen ausgeschlagen, von welchen die anhaftende Mutterlauge in die Gerinne zurückfliesst. Der grösste Theil des Silberschlammes ist in dem am Anfange des Gerinnes ausgeschiedenen Vitriol enthalten und nimmt mit zunehmender Länge des Gerinnes ab. Der am Ende des Gerinnes niedergeschlagene Vitriol ist reich an Gyps sowie an antimonsaurem und arsensaurem Blei.

Die Scheidung des Silberschlammes von dem Kupfervitriol erfolgt durch Behandlung des letzteren mit heisser Mutterlauge in Siedepfannen. Der Kupfervitriol löst sich in dieser Flüssigkeit auf, während der Silberschlamm als unlöslich zurückbleibt.

Die Siedepfannen sind aus starken Bleiblechen hergestellt und liegen auf Platten aus Gusseisen, unter welchen sich die Feuerzüge befinden. Sie sind 3,505 m lang, 3,213 m breit und 0,584 m tief. In diese Pfannen wird zuerst Mutterlauge (in Altenau vom Auskrystallisiren des Handelsvitriols) eingeführt und erforderlichen Falles durch Wasser auf 18 bis 19° B. verdünnt. Bei einer Temperatur der Flüssigkeit von 70° wird so lange Rohvitriol in derselben aufgelöst, bis die Dichte derselben 28° B. erreicht hat. (Geht man über diese Dichte hinaus, so werden die Kupfervitriolkrystalle, welche man später aus der Lauge gewinnt, zu klein und unansehnlich). Alsdann lässt man den Schlamm sich absetzen. Das Eintragen des Rohvitriols und das Umrühren desselben dauert gegen 1 Stunde, das Absetzenlassen des Schlammes 6 bis 8 Stunden. In die Lösung bringt man wohl vor der Entfernung derselben aus der Pfanne eine kleine Menge von Kupfer in Pulverform, um etwa gelöstes Silber niederzuschlagen, oder man lässt die Lauge vor ihrem Eintritt in die Krystallisirkästen durch ein Filter von Kupfergranalien fliessen. Die geklärte Lauge lässt man aus den Siedepfannen bei einer Temperatur von 70° in die Krystallisirkästen fliessen, in welchen der Kupfervitriol aus derselben auskrystallisirt. In Altenau wird die Lauge aus den Siedepfannen abgehebert, während der Schlamm nach der Entfernung der Lauge in einen Schlammkasten gespült wird, aus welchem die Flüssigkeit wiederum abgehebert wird. In Oker lässt man Flüssigkeit und Schlamm in ein mit der Pfanne am Boden derselben communicirendes Gefäss treten, welches in 2 verschiedenen Höhen Abflussöffnungen besitzt. Durch die obere Oeffnung bzw. das obere, mit einem Kegelventil verschliessbare Rohr lässt man die geklärte Lauge austreten, während durch die untere, im Boden des Gefässes angebrachte Oeffnung bzw. das in den Boden des Gefässes mündende, gleichfalls durch ein Kegelventil verschliessbare Rohr der Silberschlamm abgelassen werden kann.

Die Krystallisirkästen sind mit Blei ausgeschlagene Holzkästen und besitzen je 2,9 m Länge, 1,4 m Breite und 1 m Tiefe. Jeder dieser Kästen fasst eine Pfannenfüllung. Der Vitriol setzt sich an Bleistreifen, deren 20 bis 25 in einem Kasten hängen, an. Die Dauer der Krystalli-

ion beträgt 8 bis 12 Tage. Der auskrystallisirte Kupfervitriol wird zuerst : Wasser gewaschen, um die anhaftende Mutterlauge zu entfernen, und nn 8 Tage lang in geheizten, dunkel gehaltenen Trockenräumen bei ° bis 25° getrocknet.

Der Silberschlamm enthält im trockenen Zustande 2 bis 15 % lber. Derselbe wird verbleit. In Altenau wird derselbe mit Abzug, Glätte d Kupferstein in dem Verhältnisse gemengt, dass Werkblei mit $1^1/_2$ bis % Silber und Kupferstein mit 25 % Kupfer und 0,5 % Silber erfolgen.

In Oker wird der Silberschlamm mit Zinkschaum vom Zinkprozess nd Anodenschlamm aus der elektrolytischen Scheide-Anstalt, sowie mit lätte auf Werkblei verschmolzen.

Die bei dem beschriebenen Prozess erhaltenen Mutterlaugen kann nan so lange wieder zur Auflösung der Granalien und des Rohvitriols verwenden, als die Granalien frei von Eisen und Nickel sind. Andernfalls concentriren sich die Sulfate dieser Metalle in den Mutterlaugen, so dass die letzteren von Zeit zu Zeit aus dem Prozesse herausgezogen werden müssen.

Man erhält in Oker aus 50 kg Kupfergranalien 190 kg Kupfervitriol. Hierzu sind 80 kg Schwefelsäure von 50° B. erforderlich. Die Leistung eines Systems von 6 Lösegefässen, 2 Siedepfannen und 24 Krystallisirkästen beträgt in 24 Stunden 1500 kg Kupfervitriol.

In Altenau wurden 1887/88 auf 209 865 t Granalien 488 t Schwefelsäure von 50° B. verbraucht. Man erhielt 862 t Kupfervitriol und 85,5 t Silberschlamm. Der Verbrauch an Steinkohlen betrug 763 t. — 85,5 t Silberschlamm wurden beschickt mit 18,9 t Glätte, 19,05 t Kupferstein, 6,15 t Kalkstein, 4,9 t Abzug, 3,5 t Oker'schen Extractionsrückständen (chlorirend gerösteten und ausgelaugten kupferhaltigen Schwefelkies-Abbränden), 150 t Schlacken. Der Koksverbrauch beim Verschmelzen dieser Beschickung betrug 29 t. Man erhielt 78,45 t Werkblei und 28 t Kupferstein.

Die Anwendbarkeit des beschriebenen Verfahrens hängt von den Preisen des Kupfervitriols ab. Bei hohen Preisen des Kupfervitriols ist es zu empfehlen und kann dann vortheilhafter sein als die elektrolytische Scheidung von Kupfer und Silber.

Zur Scheidung von Silber und Kupfer aus silberhaltigem Cementkupfer wird das letztere in Muffelöfen geröstet, um das Kupfer in Kupferoxyd überzuführen, worauf das Röstgut mit verdünnter Schwefelsäure behandelt wird, welche das Kupfer auflöst und das Silber im Rückstande lässt. Dieses Verfahren steht bei hohen Preisen des Kupfervitriols beispielsweise zu Hemixem bei Antwerpen in Anwendung.

Die Gewinnung des Silbers aus silberhaltigem Kupferstein mit Hülfe von Schwefelsäure.

(Freiberger Schwefelsäurelaugerei.)

Dieser Prozess besteht in der Concentration von silberhaltigem Kupferstein zur Entfernung des Eisens aus demselben, im Totrösten des concentrirten Kupfersteins, wodurch das Kupfer in Oxyd, das Silber aber in Metall übergeführt wird, im Auflösen des Kupfers aus dem Röstgute mit Hülfe von verdünnter Schwefelsäure und im Verschmelzen des verbliebenen silberhaltigen Rückstandes mit bleiischen Vorschlägen bzw. mit Bleierzen im Schachtofen.

Es steht in Anwendung in Freiberg. Es beruht auf der leichten Auflöslichkeit des Kupferoxyds in verdünnter Schwefelsäure und auf der Unlöslichkeit des metallischen Silbers in dieser Säure.

Der Freiberger concentrirte Kupferstein enthält 69 bis 74% Kupfer, 3 bis 7% Blei, 0,3 bis 0,4% Silber, 0,2% Eisen, 0,3% Kobalt und Nickel, 0,5 bis 1% Antimon und Arsen und 14 bis 19% Schwefel. Derselbe wird in Fortschaufelungsöfen tot geröstet, wobei 500 kg Stein 16 Stunden im Ofen bleiben. Der nicht gut geröstete Stein, welchen man durch Sieben vom gut gerösteten Stein trennt, wird gemahlen und nochmals geröstet.

Der gut geröstete Stein wird gleichfalls gemahlen und dann der Behandlung mit Schwefelsäure unterworfen. Dieselbe erfolgt in Gefässen aus Hartblei von der Gestalt eines stehenden Cylinders, welche am Boden mit einem Abflussrohr versehen sind. Die Höhe dieser oben offenen Gefässe ist 1,2 m, der Durchmesser 1,22 bis 1,36 m.

Der Betrieb beginnt mit dem Einführen von 200 kg Kammersäure von 48 bis 50° B. in das Lösegefäss und dem Verdünnen dieser Säure mit der gleichen Menge von Wasser oder saurer Mutterlauge. Alsdann wird die Flüssigkeit durch in dieselbe eingeleiteten, directen und überhitzten Wasserdampf zum Sieden gebracht. In die erwärmte Flüssigkeit wird der gemahlene tot geröstete Kupferstein in kleinen Portionen bis zu der Gesammtmenge von 100 bis 150 kg eingebracht und beständig mit einem Holzstabe umgerührt. Zur Auflösung der sich ausscheidenden wasserfreien Sulfate wird von Zeit zu Zeit etwas Wasser oder Mutterlauge zugesetzt. Sobald die Säure gesättigt ist, welcher Zeitpunkt nach fünfstündiger Einwirkung der Säure erreicht ist, wird der Dampf abgestellt. Man lässt die Flüssigkeit gegen 1 Stunde lang ruhig stehen, in welcher Zeit sich der verbliebene Silberschlamm auf den Boden des Lösegefässes absetzt. Alsdann hebert man sie vermittelst eines Bleihebers in Klärkästen ab, aus welchen sie nach einstündigem Verweilen in die Krystallisirkästen zum Auskrystallisiren des Kupfervitriols an Bleistreifen abgelassen wird.

Da der Kupfervitriol (Rohvitriol) noch Silberschlamm eingeschlossen enthalten kann, so wird der grösste Theil desselben wieder aufgelöst und der Filtration durch ein mit Kupfergranalien bedecktes Leinwandfilter,

welches auf dem durchlöcherten doppelten Boden eines Cylinders aus Hartblei ruht, unterworfen. Durch die Kupfergranalien wird etwa in Lösung gegangenes Silber niedergeschlagen, während durch das Leinwandfilter der Silberschlamm zurückgehalten wird.

Der unlösliche Rückstand (Silberschlamm) wird noch einmal in mit Blei ausgeschlagenen Spitzkästen mit verdünnter Schwefelsäure und Wasserdampf behandelt, um wasserfreie Sulfate und sonstige lösbare Verunreinigungen desselben zu entfernen, dann auf einem Zwillichfilter ausgewaschen und schliesslich beim Verschmelzen der silberhaltigen Erze auf Werkblei zugeschlagen. Der Schlamm enthält 1 bis 2 % Silber, 5,11 % Kupfer und gegen 40 % Blei.

Der auskrystallisirte Kupfervitriol ist eisenfrei. Krystalle mit 0,035 % Eisen und mehr werden wieder gelöst und von Neuem krystallisirt.

Die Mutterlauge vom Auskrystallisiren des ersten Vitriols (Rohvitriols) ist sauer und wird zum Verdünnen der Schwefelsäure bei der Auflösung des Kupfers aus dem gerösteten Kupferstein verwendet. Ist sie in Folge eines zu hohen Eisengehaltes hierzu nicht mehr geeignet, so wird sie, nachdem nochmals Rohvitriol aus derselben auskrystallisirt worden ist, mit Eisen behandelt, um das Kupfer aus derselben niederzuschlagen. Die verbliebene Flüssigkeit wird entweder auf Eisenvitriol verarbeitet oder zum Zusammenbinden von schwefelkieshaltigen Schlichen, d. i. zur Herstellung von sog. „Stöckeln" benutzt. In ähnlicher Weise wird die zu eisenhaltig gewordene Mutterlauge vom Umkrystallisiren des Vitriols, nachdem sie vorher eine Zeit lang zum Auflösen des Rohvitriols Verwendung gefunden hat, benutzt.

Die Frage, ob es räthlicher ist, gerösteten Kupferstein oder Schwarzkupfer mit Schwefelsäure zu behandeln, hängt lediglich von localen Verhältnissen ab. Der Kupferstein muss durch mehrfache Röstungen und Schmelzungen erst vollständig von seinem Eisengehalte befreit werden, ehe er der Behandlung mit Schwefelsäure unterworfen werden kann, weil man andernfalls einen eisenhaltigen Kupfervitriol erhalten würde. Gegenüber diesen Arbeiten steht beim Auflösen des Schwarzkupfers das Verschmelzen des gerösteten Kupfersteins auf Schwarzkupfer sowie die Entfernung der Verunreinigungen aus dem Schwarzkupfer durch den Verblaseprozess.

Bei der Vergleichung der Verarbeitung des gerösteten Kupfersteins zu Freiberg mit der Verarbeitung des verblasenen Schwarzkupfers zu Altenau im Harz kommt Kuhlemann[1]) zu dem Schluss, dass sich die ökonomischen Ergebnisse beider Verarbeitungsmethoden gleichstehen würden, wenn nicht zu Altenau in Folge des Antimon- und Arsengehaltes

[1]) Preuss. Ministerial-Zeitschrift für Berg-, Hütten- und Salinenwesen Band 19, Seite 180.

des Kupfers antimon- und arsenhaltige Rückstände beim Auflösen des Kupfers entständen, deren Verarbeitung auf Werkblei bzw. Silber mit grösseren Metallverlusten verbunden ist als die Verarbeitung der Freiberger Rückstände. Ausserdem nimmt die Auflösung des Kupfers in verdünnter Schwefelsäure mehr Zeit in Anspruch als die Auflösung des Kupferoxyds in dieser Säure und es entstehen saurere Laugen.

B. Prozesse, bei welchen das Silber in Lösung gebracht wird.

Das aus Lösungen ausgefällte Silber ist in vielen Fällen nicht rein und wird desshalb verbleit. Das Verbleien geschieht durch Verschmelzen des Silberniederschlags mit bleiischen Vorschlägen (Glätte, Heerd) in Schachtöfen, oder durch Eintränken desselben in das Bleibad eines Treibofens oder in das in gusseisernen Kesseln eingeschmolzene, auf Rothgluth erhitzte Blei.

So verbleit man Schwefelsilber, welches aus Thiosulfatlösungen niedergeschlagen worden ist, durch Eintränken in ein Bleibad, sei es im Treibofen (St. Andreasberg), sei es in gusseisernen Kesseln (Kapnik in Ungarn). In gleicher Weise verbleit man Silber, welches aus Kochsalzlösungen durch Kupfer metallisch niedergeschlagen worden ist (Kapnik in Ungarn). Silber, welches aus kupferhaltigen Laugen als Schwefelsilber niedergeschlagen worden ist, sowie durch Schwefelnatrium in Schwefelsilber verwandeltes Jodsilber, welches aus den nämlichen Laugen niedergeschlagen worden ist, verbleit man häufig durch Verschmelzen mit bleihaltigen Vorschlägen in Schachtöfen.

Die Prozesse, durch welche das Silber in Lösung gebracht und ausgefällt worden ist, sind weiter unten besprochen.

2. Die Gewinnung des Silbers durch Ueberführung desselben in eine Quecksilberlegirung (Amalgamation).

Dieses Verfahren, die sog. „Amalgamation“, besteht in der Ueberführung des Silbers aus Erzen und Hüttenerzeugnissen in eine Quecksilberlegirung und in der Zerlegung des gebildeten Silberamalgams durch Hitze in Silber und sich verflüchtigendes Quecksilber, welches letztere wieder aufgefangen und von Neuem zur Amalgamation verwendet wird. Das Quecksilber wird im metallischen Zustande angewendet. Die Anwendung des Quecksilbers in der Form von löslichen Verbindungen desselben (Quecksilberchlorid, Designolle-Prozess) hat sich nicht bewährt.

Die Amalgamation hat den Vortheil eines geringen Brennstoffverbrauchs und bei gut gearteten Erzen eines hohen Silberausbringens. Dagegen besitzt sie den Nachtheil eines nicht unerheblichen Verlustes an Quecksilber und eines unvollständigen Silberausbringens bei kiesigen, blendigen, bleihaltigen, arsen-, antimon- und wismuthhaltigen Erzen.

Am vortheilhaftesten ist sie bei geeigneten (gediegen Silber, Chlor-
[ilb]er, Schwefelsilber führenden, bleifreien und von zähem Thon freien) [Er]zen, billigen Quecksilberpreisen und theuren Brennstoffen. In solchen [Fä]llen, wie sie in Amerika häufig vorliegen, ist sie der Gewinnung des [Sil]bers durch Verbleiung und durch Ueberführung desselben in wässrige [Lö]sungen vorzuziehen. Das Amalgamationsverfahren zerfällt in zwei [Ha]upttheile, nämlich

1. die Herstellung des Amalgams,
2. die Abscheidung des Silbers aus dem Amalgam.

1. Die Herstellung des Amalgams.

Das Quecksilber verbindet sich mit gediegenem Silber direct zu [A]malgam. Das Chlorsilber wird durch Quecksilber leicht zersetzt, indem [s]ich Quecksilberchlorür bildet und das frei gewordene Silber vom Queck[si]lber aufgenommen wird. Schwieriger als Chlorsilber werden Jod- und [B]romsilber vom Quecksilber zerlegt. Schwefelsilber wird durch das [Q]uecksilber langsam unter Bildung von Schwefelquecksilber, schneller da[g]egen in Gegenwart von Eisen, besonders in der Kochhitze, zerlegt. [A]rsen- und Antimonverbindungen des Silbers werden durch Quecksilber [a]llein nur langsam und unvollkommen zersetzt.

Hiernach ist man nicht in der Lage, das Silber der meisten Erze [u]nd Hüttenerzeugnisse durch blosse Behandlung der letzteren mit Queck[s]ilber in Amalgam überführen zu können.

Nur diejenigen Erze, welche gediegen Silber und Chlorsilber [e]nthalten, können ohne Weiteres durch Behandeln mit Quecksilber in Amal[g]am übergeführt werden. Die Zerlegung des Chlorsilbers durch Queck[s]ilber ist aber immer mit einem Quecksilberverlust durch Bildung von Quecksilberchlorür verbunden. Man zieht es daher in den meisten Fällen vor, die Zerlegung des Chlorsilbers bzw. die Ausscheidung des Silbers aus dieser Verbindung durch Eisen oder Kupfer zu bewirken.

Schwefelsilber enthaltende Erze werden durch Quecksilber unter Bildung von Schwefelquecksilber nur sehr langsam in Amalgam übergeführt. Man behandelt dieselben daher mit Quecksilber und Eisen oder mit Chloriden des Kupfers und Quecksilber mit und ohne Zusatz von Eisen, Kupfer, Blei oder Zink, oder man führt das Silber derselben durch Rösten mit Kochsalz in Chlorsilber über und behandelt die gerösteten Erze mit Eisen oder Kupfer und Quecksilber. In allen diesen Fällen wird das Silber metallisch ausgeschieden und durch das Quecksilber in Amalgam übergeführt.

Erze und Hüttenerzeugnisse, welche das Silber als zusammengesetztes Schwefelmetall, besonders in Verbindung mit Arsen und Antimon enthalten, behandelt man gleichfalls mit Chloriden des Kupfers und Quecksilber oder mit Chloriden des Kupfers, Eisen, Kupfer, Blei oder Zink und Quecksilber, oder man röstet sie mit Kochsalz und behandelt sie dann

mit Eisen oder Kupfer und Quecksilber. Durch diese Arten der Behandlung wird auch aus ihnen das Silber metallisch ausgeschieden und durch das Quecksilber in Amalgam verwandelt.

Wir haben hiernach zu unterscheiden zwischen der Amalgamation mit Quecksilber allein und zwischen der Amalgamation mit Quecksilber und Reagentien. Die letzteren sollen entweder die zerlegende Wirkung des Quecksilbers auf Schwefelsilber unterstützen, wie das Eisen, oder sie sollen aus Chlorsilber das Silber metallisch ausscheiden (Kupfer, Eisen, Zink, Blei), oder sie sollen das Silber aus Schwefel- bzw. Arsen- und Antimonverbindungen in Chlorsilber bzw. metallisches Silber überführen.

Bei der Anwendung von Reagentien haben wir zu unterscheiden die Amalgamation ohne vorgängige chlorirende Röstung der Erze und Hüttenerzeugnisse und die Amalgamation mit vorgängiger chlorirender Röstung.

Wir haben hiernach zu betrachten:

1. die Amalgamation mit Quecksilber allein,
2. die Amalgamation unter Anwendung von Reagentien ohne chlorirende Röstung,
3. die Amalgamation unter Anwendung von Reagentien mit vorgängiger chlorirender Röstung der Erze bzw. Hüttenerzeugnisse.

In allen Fällen der Amalgamation ist es erforderlich, dass die Erze bzw. Hüttenerzeugnisse sich im Zustande feinster Zerkleinerung befinden und dass sie nicht Gemengtheile enthalten, welche das Silber in Gestalt eines zähen Teiges umhüllen oder mechanisch Quecksilbertheilchen einschliessen. Derartige Gemengtheile sind besonders Thon und gewisse Magnesiasilicate.

Für die Wirksamkeit des Quecksilbers ist eine blanke Oberfläche desselben erforderlich. Ferner muss sich dasselbe fein zertheilen und mit den zu behandelnden pulverförmigen Körpern in die innigste Berührung bringen lassen.

In ersterer Hinsicht wird die Wirkung des Quecksilbers durch Ueberzüge der verschiedensten Art, welche sich bei der Amalgamation bilden, z. B. von Calomel, Thon, Fett, Oel stark beschränkt. Dieselben müssen daher auf mechanischem oder auf chemischem Wege entfernt werden.

Die Adhäsion des Quecksilbers an dem der Amalgamation zu unterwerfenden Pulver von Erzen bzw. Hüttenerzeugnissen wird erhöht, wenn dasselbe kleine Mengen von Silber, Zink, Kupfer, Blei enthält. Grössere Mengen von Zink, Kupfer und besonders von Blei dagegen beeinträchtigen die Aufnahme von Silber in das Amalgam.

Von den verschiedenen Metallen amalgamirt sich das Gold am leichtesten und zwar noch leichter als das Silber. Zin
gamiren sich gleichfalls leicht. Kupfer amalgamirt
im Zustande feiner Vertheilung ist, sehr schwer

cke bildet. Arsen und Antimon amalgamiren sich schwierig, Eisen, ckel und Kobalt gar nicht. Wismuth amalgamirt sich leicht.

Die Quecksilberverluste bei den verschiedenen Amalgamations-fahren sind theils chemischer, theils mechanischer Natur.

Auf chemischem Wege entstehen Quecksilberverluste durch die dung von Quecksilberchorür und Schwefelquecksilber bei der Zerlegung Chlorsilber bzw. Schwefelsilber durch Quecksilber, sowie durch die dung von Quecksilberchlorür in Folge der Einwirkung von Kupferchlorid d Eisenchlorid auf Quecksilber. Der letztere Verlust lässt sich durch satz von Eisen vermeiden, welches die gedachten Chloride in Chlorüre wandelt.

Die Verluste mechanischer Natur entstehen theils durch das sog. erschlagen" von Quecksilber, theils durch Zurückbleiben von ecksilber und Amalgamtheilchen in den Rückständen.

Das „Zerschlagen" des Quecksilbers ist ein Zerfallen desselben zu em grauen Pulver, dessen einzelne Theilchen sich nicht wieder zu opfen vereinigen, sondern durch das Wasser fortgeführt werden. Das rschlagen tritt ein bei zu starker Zertheilung des Quecksilbers in den algamirapparaten in Folge zu vieler Umgänge der betreffenden Zer-ilungsvorrichtungen. Die Wiedervereinigung der einzelnen Quecksilber-ilchen wird sowohl durch erdige und thonige als auch durch metall-tige Körper verhindert.

Das Zurückbleiben von Quecksilber- und Amalgamtheilchen den Rückständen findet sowohl in Folge des Einhüllens derselben rch zähe Massen als auch in Folge unvollkommener Trennung derselben specifisch schweren Körpern statt. In letzterer Hinsicht wirken sonders Bleierze nachtheilig.

1. Die Amalgamation mit Quecksilber allein.

Diese Art der Amalgamation, die sog. directe Amalgamation, wird i Erzen angewendet, welche hauptsächlich gediegen Silber neben ge-ngeren Mengen von Schwefelsilber oder Chlorsilber führen. Sie wird ch wohl mit anderen Arten der Amalgamation (Patio-Prozess) verbunden, dem man die Erze zuerst mit Quecksilber allein behandelt, um das in nselben enthaltene gediegene Silber und etwa vorhandene Gold auszu-ehen und sie darauf der Chloration unterwirft, um das in Schwefel-Arsen-zw. Antimonverbindungen enthaltene Silber in Chlorsilber überzuführen.

Dieses Verfahren besteht im Zusammenreiben des Quecksilbers mit en Erzen während der Zerkleinerung oder nach vorgängiger Zer-leinerung derselben. Am meisten geeignet dürfte die vorgängige Zer-leinerung der Erze und die darauf folgende Amalgamation derselben in fannen (pans) sein. Auch Mühlen mit Schleppsteinen, sog. Arrastras, nd Koller-Mühlen (chilenische Mühlen) sind zur Amalgamation und eichzeitig zur Zerkleinerung angewendet worden.

erhalten als das gediegene Silber und erforderte desshalb längere Zeit Amalgamation als das letztere.

Nach beendigter Amalgamation wurde das Amalgam durch die ge-hte Spundöffnung am Boden der Tina in einen eisernen Topf abge-en. Darauf liess man den übrigen Inhalt der Tina in Klärkästen sen, in welchen sich die schwereren Theile absetzten. Das Amalgam de zuerst in Säcke aus Segeltuch gebracht, durch deren Wände und len das überschüssige Quecksilber durchgedrückt wurde; alsdann wurde es

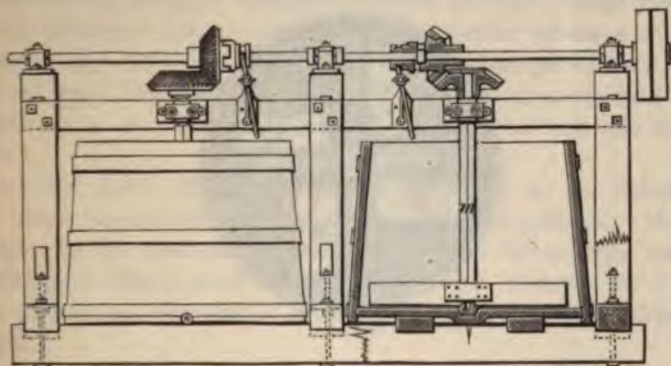


Fig. 420.

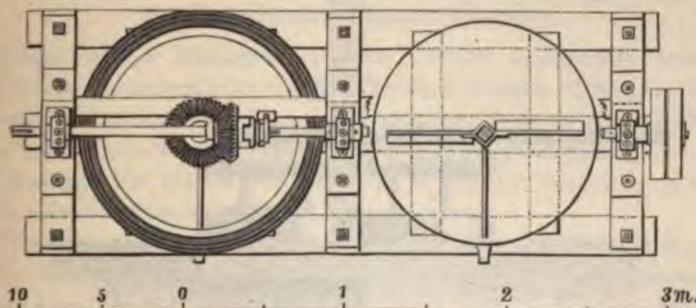


Fig. 421.

einer Form aus Eisen gepresst. Das gepresste Amalgam enthielt 16 bis % Silber.

In **Mexico** wurden Erze, welche gediegen Silber neben geringen engen von Schwefelsilber enthielten, nach vorgängiger Zerkleinerung der-lben in Pochwerken, in der sog. Arrastra, einer Art Erzmühle, der Amal-mation unterworfen.

Die **Arrastra**, deren Einrichtung aus den Figuren 422 und 423 er-llt, stellt eine kreisrunde, aus harten, auf die hohe Kante gesetzten Steinen gestellte Sohle von 1,5 bis 3,5 m Durchmesser dar, welche mit einer m hohen Umfassung aus Steinen oder Holzblöcken versehen ist. In

der Mitte der Sohle ist eine stehende Welle w aufgestellt. Dieselb
mit Armen a versehen, an welchen durch Ketten oder Stricke Mahl
M aus harten Steinen von parallelepipedischer Gestalt befestigt sind. I
die Drehung derselben, welche durch Wasserkraft oder Maulthiere be
wird, werden die Erze weiter zerkleinert und mit Wasser und Queck
zusammengerieben. Durch das Quecksilber wird auch das in den I
vorhandene Gold aufgenommen und das Schwefelsilber unter Bildung
Schwefelquecksilber zerlegt.



Fig. 422.

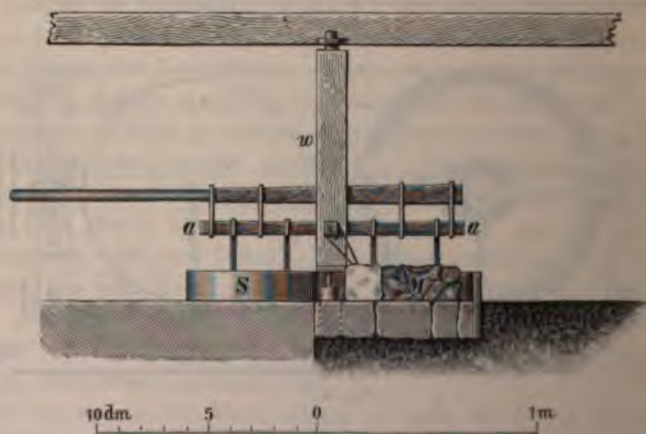


Fig. 423.

Auf den Werken zu Batopilas im Staate Chihuahua[1]) wu
die Erze zuerst gepocht und dann über ein Sieb von 0,0158 m Mas
weite geführt, auf welchem die gröberen Silberstücke zurückgehalten wu
Die letzteren wurden mit dem durch die Amalgamation gewonnenen S
raffinirt, während der Durchfall des Siebes der Amalgamation in
Arrastra unterworfen wurde. Der Einsatz in die Arrastra betrug 1 t

[1]) Percy, Gold and Silver, pag. 574.

sselbe wurde mit der erforderlichen Menge Wasser und mit $12^1/_2$ kg ecksilber beschickt, welches letztere allmählich im Zeitraume eines tündigen Betriebes zugesetzt wurde. Jeden Morgen wurde durch Zusatz ler entsprechenden Menge Wasser und 4 bis 6 stündiges Bewegen der ssen in der Arrastra ein Theil der Rückstände in Wasser suspendirt d aus derselben ausgelassen. An Stelle der auf diese Weise entfernten ssen setzte man reichere Erze in die Arrastra nach und fügte eine entrechende Menge Quecksilber ($12^1/_2$ kg auf die t) zu. Nach dreitägigem Beiebe wurde das Amalgam zusammengekratzt und unter Zusatz von Queckber in hölzernen Trögen gewaschen. Der hierbei erhaltene silberreiche hlamm wurde auf einem Heerde verwaschen. Das gewaschene Amalgam urde in Ballen von 0,05 bis 0,07 m Dicke in Zeugbeuteln geknetet und presst, um es von überflüssigem Quecksilber zu befreien und dann ausglüht.

An die Stelle dieser Art der Amalgamation ist zu Batopilas die eiter unten beschriebene Amalgamation in Pfannen getreten. Die besten pparate für die Amalgamation mit Quecksilber allein sind nach dem genwärtigen Standpunkte der metallurgischen Technik die Pfannen ans). Dieselben sind weiter unten (Washoe-Prozess) des Näheren beprochen.

. Die Amalgamation unter Anwendung von Reagentien ohne vorgängige chlorirende Röstung.

Diese Art der Amalgamation wird sowohl angewendet, wenn das ilber in zusammengesetzten Schwefelverbindungen (Schwefel-, Arsen-, ntimon-Verbindungen) vorhanden ist, als auch, wenn es sich um die Zergung von einfachen Schwefelverbindungen (Schwefelsilber) und von aloidsalzen des Silbers handelt. Der Zusatz der Reagentien geschieht tets in den Amalgamir-Apparaten.

Die hierher gehörigen Prozesse sind der Cazo-Prozess, der Kröhnkerozess, der Patio-Prozess und der Washoe-Prozess (wet process) der fannen-Amalgamation. Von diesen Prozessen ist der Washoe-Prozess der der nasse Prozess der Pfannen-Amalgamation der am meisten angeendete und ist beim Vorhandensein geeigneter Erze grundsätzlich zu mpfehlen.

Der Cazo-Prozess.

Dieser Prozess, auch Caldron-Prozess oder heisse Kessel-Amalamation genannt, ist anwendbar für Erze, welche Silber-Kerate und geiegen Silber enthalten. Er wird in Gefässen, welche ganz oder theilweise us Kupfer bestehen, ausgeführt. Die Reagentien sind das Kupfer der malgamirgefässe bzw. der Rührwerke derselben und eine siedende Lösung on Chlornatrium. Das Wesen des Prozesses besteht darin, dass das hlorsilber der Erze durch das Kupfer unter Bildung von Kupferchlorid

das zweite Viertel, 1 bis $1^1/_2$ Stunden später eine weitere Portion und so fort, bis das Amalgam auf ein Theil Silber zwei Theile Quecksilber enthielt. Nach 6 Stunden war das Silber der Erze amalgamirt. Es wurde nun die Flüssigkeit aus dem Kessel in Behälter ausgeschöpft und bei der nächsten Amalgamation verwendet. Die auf dem Boden des Kessels befindlichen festen Massen, welche das Amalgam enthielten, wurden mit hölzernen Schaalen ausgeschöpft und unter Zusatz von ebensoviel Quecksilber, als zur Amalgamation verwendet worden war, in hölzernen Schüsseln verwaschen. Durch das Quecksilber wurden die verschiedenen, in der Masse enthaltenen Amalgamtheilchen vereinigt.

Eine Hauptbedingung bei diesem Prozesse ist die Vermeidung der Bildung eines Ueberzuges von Quecksilber auf dem Kupfer. Hierdurch wird nicht nur der Gang der Amalgamation verlangsamt, sondern es treten auch Verluste an Quecksilber ein, indem in diesem Falle das Quecksilber die Zerlegung des Chlorsilbers unter Bildung von Quecksilberchlorür bewirkt. Man hat gefunden, dass bei einem Verhältnisse des Quecksilbers zu dem in den Erzen enthaltenen Silber von 2 : 1 die Bildung eines Ueberzuges auf dem Kupfer nicht eintritt. Uebersteigt das Verhältniss 4 Theile Quecksilber auf 1 Theil Silber, so ist die Bildung des gedachten Ueberzuges unvermeidlich.

Die grösseren Kessel, fondons genannt, hatten 2,15 m oberen Durchmesser, 1,80 m Durchmesser am Boden und waren 0,85 m hoch. Der Boden war aus Kupfer gegossen und 0,18 bis 0,20 m dick, 0,18 m tief und hatte 1,80 m Durchmesser. Auf dem aufgebogenen Rande desselben war eine Einfassung von 0,70 m langen Holzdauben angebracht. Die letzteren wurden durch eiserne Reifen zusammengehalten. Auf dem Boden des Fondons wurden zwei an den Armen einer stehenden hölzernen Welle befestigte Kupferblöcke von je 140 kg Gewicht herumgeschleift. Die Bewegung der Welle geschah durch ein Maulthier. Die Heizung des Fondons geschah durch eine Rostfeuerung.

Die Einrichtung eines derartigen Fondons ist aus der Figur 424 ersichtlich. A ist der Fondon, k der kupferne Boden desselben; f sind die Holzdauben des Fondons, z die auf dem Boden des Fondons schleifenden Kupferblöcke, welche an den Armen m der stehenden Welle w befestigt sind. n ist der Arm, an welchen das Maulthier angespannt wird. o ist der Gang für das Maulthier; r ist die Rostfeuerung; p ist Mauerwerk.

Der Einsatz in den Fondon beträgt 500 bis 600 kg reiches Erz. Demselben wird soviel Wasser zugesetzt, dass ein dünner Brei entsteht, worauf das Rührwerk in Bewegung gesetzt und das Feuer auf dem Roste angezündet wird. Sobald das Wasser kocht, wird das Salz zugesetzt, dessen Menge je nach dem Sibergehalte des Erzes 10 bis 25 % von dem Gewichte desselben beträgt. Das Rührwerk lässt man gegen 10 Umdrehungen in der Minute machen. Das Quecksilber wird, wie bei der Amalgamation im Cazo, in einzelnen Portionen, deren Menge bis zur Hälfte

des Gewichtes des in den Erzen enthaltenen Silbers beträgt, zuge
Die Dauer des Prozesses beträgt gegen 6 Stunden.

Nach Ablauf dieser Zeit lässt man die Flüssigkeit mit den leich
Theilen durch eine seitliche Oeffnung abfliessen, während die auf
Boden zurückgebliebenen, das Amalgam enthaltenden schwereren T
ausgeschöpft und unter Zusatz von Quecksilber verwaschen werden.
beim Verwaschen fortgeführten festen Theile werden, falls sie noch
hinreichende Menge Silber enthalten, dem Patio-Prozess unterworfen.

Ist die Menge des im Fondon zugefügten Quecksilbers zu gross
ist der Gang des Rührwerks ein zu langsamer, so schlägt sich Q
silber auf dem Kupfer nieder, wodurch, wie erwähnt, der Prozess
zögert wird und ausserdem Quecksilberverluste herbeigeführt werden.

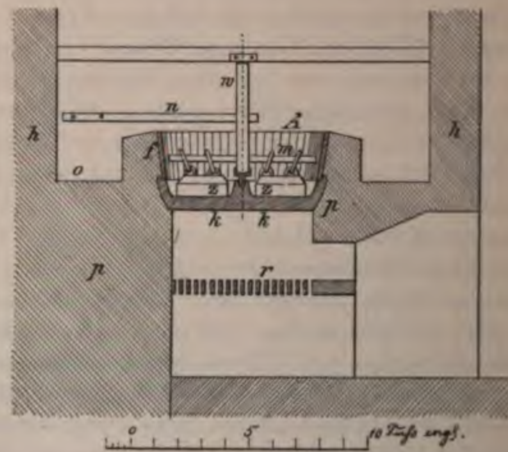


Fig. 424.

Quecksilberverlust beträgt 2 %. Derselbe entsteht dadurch, dass ein
des Quecksilbers zerschlagen wird und ein anderer Theil dess
verdampft.

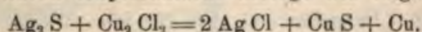
Der Kröhnke-Prozess.

Der Kröhnke-Prozess, welcher zu Anfang der 60er Jahre
Jahrhunderts von dem damaligen deutschen Consul Kröhnke in Copia
Chile erfunden wurde, beruht auf der Anwendung einer heissen Lö
von Kupferchlorür in Kochsalz zur Zerlegung der Silberverbind
und auf der Ausscheidung des Silbers durch Zink oder Blei in der
von Amalgamen dieser Metalle. Bei diesem Verfahren ist die Bildun
Kupferchlorid und Eisenchlorid, welche einen Theil des Quecksilb
Quecksilberchlorür verwandeln und dadurch einen Verlust an Queck
hervorrufen, ausgeschlossen. Auch verhindern Blei und Zink die
wirkung des Quecksilbers auf entstandenes Chlorsilber, indem

e selbst die Ausscheidung des Silbers aus dem Chlorsilber unter Bil-
ig von Chlorblei bzw. Chlorzink bewirken. Hierdurch wird nicht nur
chemischer Verlust an Quecksilber verhindert, sondern auch ein
chanischer Verlust an diesem Metall, indem das Quecksilberchlorür,
lches sonst entstehen würde, die Eigenschaft hat, Quecksilberkügelchen
zuhüllen und fortzuführen sowie auf die Bildung von zerschlagenem
ecksilber hinzuwirken. Das durch Blei bzw. Zink ausgeschiedene
ber sowie etwa im gediegenen Zustande vorhandenes Silber werden von
n Quecksilber aufgenommen.

Ueber die Art und den Umfang der Reactionen bei diesem Prozesse
d die Meinungen der Metallurgen getheilt, besonders über den Umfang
r Bildung von Chlorsilber und über die Ausscheidung des
lbers aus einfachen und zusammengesetzten Schwefelverbindungen des-
ben m metallischen Zustande ohne vorgängige Bildung von Chlor-
ber.

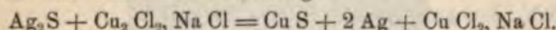
Nach den neuesten Untersuchungen von Rammelsberg[1]) wird das
hwefelsilber durch Kupferchlorür zerlegt wie folgt:



$$Ag_2S + Cu_2Cl_2 = 2\,AgCl + CuS + Cu.$$

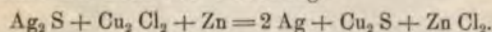
Das Silber wird also vollständig in Chlorsilber übergeführt.

Nach den Untersuchungen von Laur[2]) wirkt Kupferchlorür bei Ge-
ıwart von Quecksilber auf Schwefelsilber so ein, dass aus dieser Ver-
ıdung das Silber als Metall ohne vorgängige Bildung von Chlorsilber
ısgeschieden wird nach der Gleichung:



$$Ag_2S + Cu_2Cl_2, NaCl = CuS + 2\,Ag + CuCl_2, NaCl.$$

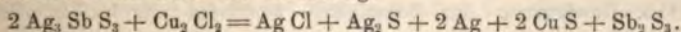
Nach den Untersuchungen von Eich wirkt das Kupferchlorür bei
ıwesenheit von Zink auf die Ausscheidung von metallischem Silber aus
m Schwefelsilber hin nach der Gleichung:



$$Ag_2S + Cu_2Cl_2 + Zn = 2\,Ag + Cu_2S + ZnCl_2.$$

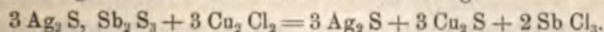
Bei gleichzeitiger Anwesenheit von Quecksilber neben dem Zink soll
ese Reaction sehr rasch verlaufen.

Bei der Einwirkung von Kupferchlorür auf dunkles Rothgültig-
z tritt auch nach Rammelsberg eine theilweise Ausscheidung von metalli-
hem Silber neben der Ausscheidung von Schwefelsilber und der Bildung
n Chlorsilber ein nach der Gleichung:



$$2\,Ag_3SbS_3 + Cu_2Cl_2 = AgCl + Ag_2S + 2\,Ag + 2\,CuS + Sb_2S_3.$$

Nach Eich soll sich bei der Einwirkung einer heissen Lösung von
ıpferchlorür in Chlornatrium auf dunkles Rothgültigerz zuerst Schwefel-
ber neben Halbschwefelkupfer ausscheiden und in Lösung gehendes
ıtimonchlorür gebildet werden nach der Gleichung:



$$3\,Ag_2S, Sb_2S_3 + 3\,Cu_2Cl_2 = 3\,Ag_2S + 3\,Cu_2S + 2\,SbCl_3.$$

---

[1]) Percy-Rammelsberg, Silber und Gold S. 115.

[2]) Métallurgie de l'argent au Mexique. Annales des Mines. Séries 6.
l. XX.

Aus dem Schwefelsilber soll bei Anwesenheit von Zink oder Blei in der oben gedachten Weise metallisches Silber ausgeschieden werden.

Nach diesen sich theilweise widersprechenden Angaben dürfte die Bildung von Chlorsilber neben metallischem Silber nicht ausgeschlossen sein. Das Chlorsilber wird durch Zink zerlegt. Ein Theil des Schwefelsilbers kann auch durch Zink und Quecksilber zerlegt werden.

In welchem Umfange nun bei dem Prozesse die Bildung von Chlorsilber durch Kupferchlorür, die Ausscheidung von metallischem Silber aus einfachen und zusammengesetzten Schwefelverbindungen des Silbers durch Kupferchlorür in Gegenwart von Zink bzw. Blei und Quecksilber bzw. die Ausscheidung von metallischem Silber durch die Einwirkung von Zink und Quecksilber auf Schwefelsilber stattfindet, lässt sich, da nähere Untersuchungen über den geheimgehaltenen Prozess nicht bekannt geworden sind, nicht beurtheilen. Es ist nur die Thatsache bekannt, dass durch diesen Prozess fast der gesammte Silbergehalt der Erze in Amalgam übergeführt wird.

Das Verfahren ist seit 1862 zu Copiapó und Antofagasta zur Anwendung gelangt. Dasselbe soll sich für alle Silbererze mit Ausnahme von silberführendem Kupferkies, silberhaltigem Bleiglanz und silberhaltiger Zinkblende, sowie von Erzen, welche über 1 % freies Arsenik enthalten, eignen. Die Silberverluste sollen bei Schwefelantimon- bzw. Arsensilberverbindungen mit mässigen Beimengungen von Bleiglanz, Zinkblende und Schwefelkies nicht über 2 % betragen, während sich der Quecksilberverlust auf 12 bis 35 % des gewonnenen Silbers beläuft.

Die Ausführung der Amalgamation geschieht in liegenden rotirenden Fässern von 1 bis 4 t Fassungskraft. Die Fässer, welche 4 t Erz fassen, sind 1,80 m lang bei 1,50 m Durchmesser und 0,075 m Dicke der Fassdauben.

Das Kupferchlorür stellt man aus Kupfervitriol, Kochsalz und Kupfer dar. Zu einer Lösung von Kupfervitriol von 20° B. wird so lange Chlornatrium zugefügt, als sich dasselbe noch auflöst. Beide Salze zersetzen sich zu Kupferchlorid und Natriumsulfat. Zur Herstellung des Kupferchlorürs wird die Flüssigkeit in hölzernen Bottichen mit Abfällen von Kupferblech gekocht, wodurch das Kupferchlorid zu Kupferchlorür reducirt wird. Die Erwärmung der Flüssigkeit geschieht durch Einleiten von Wasserdampf (von 3 Atmosphären Spannung) in dieselbe. Das Kupferchlorür, welches in Wasser sehr schwer löslich ist, löst sich in der unzersetzt gebliebenen Chlornatriumlauge auf. Die Reduction des Kupferchlorids zu Kupferchlorür erkennt man an der Entfärbung der Flüssigkeit und an dem weissen Niederschlage, welcher sich beim Verdünnen einer Probe der Flüssigkeit mit Wasser bildet. Da sich aus der Kupferchlorürlösung an der Luft bald ein Oxychlorid des Kupfers niederschlägt, so muss die Lösung bald nach ihrer Herstellung zur Verwendung kommen.

Die Erze, welche im Districte von Copiapo nach dem Kröhnke-

n verarbeitet werden, enthalten gediegen Silber, Kerate des Silbers, und lichtes Rothgültigerz, Polybasit und Silberglanz und als Gang- ıalkstein, Mergel, Diabas, Porphyr, Kalkspath, Schwerspath, Gyps, ı und Kaolin. Sie werden (zu Escobar und Ossa) zuerst auf zwei nander gestellten Walzwerken zerkleinert und dann auf chilenischen (sog. Trapiches) fein gemahlen. Die Einrichtung einer chileni- Mühle (Kollermühle), wie sie von der Firma Fraser & Chalmers in hergestellt wird, ist aus der Figur 425 ersichtlich. Die Läufer sind seisen hergestellt und mit einem Kranze aus Stahl versehen. Der esteht aus einer Stahlplatte. Das Mahlen erfolgt unter beständigem

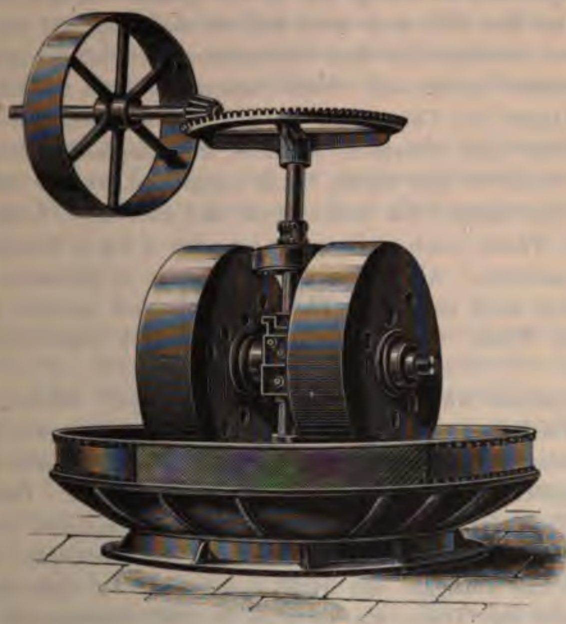


Fig. 425.

ufluss. Die Läufer der Mühlen zu Copiapo besitzen 2 m Durch- ınd wiegen je 4 t. In der Minute machen dieselben 10 bis 12 Um- Das hinreichend fein gemahlene Erz wird durch einen Wasserstrom elnd in zwei Schlammkästen (von je 5 m Länge, 2 m Breite und fe) geführt, in welchen es sich absetzt. Sobald ein Kasten gefüllt l der Schlamm auf eine ebene Fläche (cancha) ausgeschlagen und elben so ausgebreitet, dass er austrocknet.

r getrocknete Schlamm wird in die Amalgamirfässer eingesetzt. teren sind mit inneren, nicht näher bekannten Rührvorrichtungen . Nach dem Einsetzen des Erzpulvers wird dasselbe mit heisser lauge, deren Chlornatriumgehalt 5 % vom Gewichte des Einsatzes

[illegible] Brei angerührt, worauf die Lösung von Kupfer[illegible] [illegible] zugesetzt wird. Die Menge derselben hängt, ausser [illegible] [illegible] den zuzuführenden Silberverbindungen, von der Natur [illegible] [illegible] [illegible]haltige Erze erfordern mehr Kupferchlorür [illegible] [illegible] [illegible] haltende Erze, da der Kalkstein das Kupfer[illegible] [illegible] zersetzt. Im Durchschnitte setzt man bei Erzen von [illegible] [illegible] 0,2 %, und gemischten Gangarten 18 bis 20 [illegible] [illegible] auf 4 t eingesetztes Erz zu. Nach Zusatz der Kupfer[illegible] [illegible] lässt man die Fässer 20 bis 30 Minuten umlaufen und setzt [illegible] [illegible] und Blei- oder Zink-Amalgam zu. Die Menge des zu[illegible] [illegible] Quecksilbers beträgt das 20 bis 25fache von dem Silbergehalte [illegible] [illegible] Das Blei soll man nach Richter und Hübner[1]) bei gutartigen [illegible] [illegible], während das Zink bei schweren zersetzbaren geschwefelten [illegible] [illegible] werden soll. Nach Fonscoa soll man bei Erzen, welche [illegible] [illegible] von Chlor- und Bromsilber enthalten, auf 100 Theile [illegible] [illegible] Blei zusetzen, wodurch der Quecksilberverbrauch von [illegible] [illegible] für 100 Theile Silber vermindert werden soll.

[illegible] des Quecksilbers und Blei- bzw. Zink-Amalgams [illegible] [illegible] noch 6 Stunden lang bei 4 bis 5 Umdrehungen in [illegible] [illegible]. Alsdann setzt man Wasser in grösserer Menge zu, [illegible] [illegible] noch eine kurze Zeit umlaufen und entleert sie dann in [illegible] [illegible] Weise, wie es bei der europäischen Fässer-Amalgamation [illegible] [illegible].

[illegible] Amalgam enthält Kupferoxyd, welches durch die [illegible] [illegible] auf das Kupferchlorid entstanden ist, sowie Schwefel[illegible] [illegible], welches nach den oben angeführten Gleichungen durch die Einwir[illegible] [illegible] auf Schwefelsilber entstanden ist. Das Schwefel[illegible] [illegible] des Kupferoxyds sowie die dem Amalgam beigemengten [illegible] [illegible] werden auf mechanische Weise entfernt. Zu diesem [illegible] [illegible] Amalgam mit 10 % Quecksilber in einen Bottich mit [illegible] [illegible] Tina, wie sie oben (S. 630) beschrieben ist, einge[illegible] [illegible] unter Zufliessenlassen einer entsprechenden Menge von [illegible] [illegible] Umdrehungen des Rührwerks in der Minute so lange ver[illegible] [illegible] abfliessende Wasser vollständig klar ist. Zur Entfernung [illegible] [illegible] wird das Amalgam in der Tina nach dem Abzapfen des [illegible] [illegible] Stunden lang mit Ammoniumcarbonatlösung (2 % Am[illegible] [illegible] von dem Gewichte des Amalgams) behandelt, welche das [illegible] [illegible].

[illegible] Amalgam grössere Mengen von Kupfer, so wird es [illegible] Kupferchloridlösung behandelt. Dieselbe nimmt das [illegible] [illegible] Bildung von in Kochsalzlauge löslichem Kupferchlorür auf [illegible] [illegible] Zink und Blei von Kupferchloridlösung aufgenommen.

[1]) [illegible] 1876, Bd. 24, S. 487; Bd. 27, S. 158.

Das Amalgam wird filtrirt. Das abfiltrirte Quecksilber amalgamirt ch 5 bis 6maligem Gebrauche nur noch sehr träge. Es wird dann rch Zusatz von 20 g Natrium-Amalgam auf je 100 kg unreinen Queckbers wieder zur Amalgamation geeignet gemacht.

Das Amalgam wird in gusseiserne cylindrische Formen gepresst und nn (in einem Glockenapparate) ausgeglüht. Das erhaltene Silber wird Flammofen raffinirt. Das Feinsilber enthält 0,2 bis 0,4 % Kupfer.

Zur Verarbeitung von 8 t Erz in 24 Stunden sind erforderlich: chilenische Mühlen mit 6 Pferdekräften, zwei Schlammbehälter, zwei malgamirfässer, welche 8 Pferdekräfte erfordern, ein Bottich zum Verschen des Amalgams, ein Bottich (Tina) zum Auffangen des zerschlagenen ecksilbers, ein Bottich nebst Dampfkessel zur Herstellung der Kupferlorürlösung, zwei Bottiche zum Auflösen des Kupfersulfats, ein Bottich s Cement zur Herstellung der Salzlösung nebst Dampferzeuger zum chen derselben.

Der gedachte Prozess hat sich in **Chile** sehr gut bewährt und wird gen seines raschen Verlaufes und der geringen Quecksilber- und Silberrluste beim Vorhandensein geeigneter Erze allen anderen Prozessen vorzogen.

Der Patio-Prozess.

Bei diesem Prozess, welcher auch als „**Amerikanische Haufenmalgamation**“ bekannt ist, werden die fein gepulverten feuchten Erze Haufen auf das Innigste mit **Kochsalz**, **Kupfersulfat** und **Quecklber** gemengt, wodurch der grösste Theil des Silbers in einfachen sowohl e in zusammengesetzten Schwefelverbindungen des Silbers (auch Schwefeltimon- und Schwefelarsenverbindungen) in Amalgam übergeführt wird. as letztere wird durch Verwaschen von den Rückständen getrennt, filtrirt, presst und ausgeglüht.

Obwohl die Art und der Umfang der chemischen Reactionen bei eser Art der Amalgamation noch nicht mit hinreichender Genauigkeit tgestellt sind, so ist doch als sicher anzunehmen, dass Kochsalz und upfersulfat sich zu Kupferchlorid und Natriumsulfat umsetzen, dass das upferchlorid theils in einem gewissen Maasse chlorirend auf das Silber r einfachen und zusammengesetzten Schwefelverbindungen einwirkt, theils urch metallisches Silber, Quecksilber, Kupfer, Halbschwefelkupfer) zu upferchlorür reducirt wird, welcher Körper sich im Kochsalz löst und, e bereits beim Kröhnke-Prozesse dargelegt, sowohl bei Anwesenheit von ecksilber metallisches Silber aus den einfachen und zusammengesetzten hwefelverbindungen desselben ausscheiden, als auch chlorirend auf das lber derselben einwirken kann. Aus dem auf die gedachte Weise geldeten **Chlorsilber** wird das **Silber** durch das Quecksilber unter Bilng von **Quecksilberchlorür** ausgeschieden. Aus einem Theile des hwefelsilbers wird das **Silber** durch **Quecksilber** unter Bildung

von **Schwefelquecksilber** ausgeschieden. Das auf die gedachte Weise ausgeschiedene Silber sowohl als auch das im gediegenen Zustande in den Erzen vorhandene Silber wird vom Quecksilber aufgenommen.

Der Patio-Prozess ist im Jahre 1557 durch den Bergmann Bartolomé de Medina aus Pachuca in Mexico zuerst in grösserem Maassstabe in Mexico zur Ausführung gebracht worden. Im Jahre 1571 wurde er durch Pero Fernandez de Velasco in Potosi in Peru eingeführt. (Nach einem Berichte von Luis Berrio de Montalvo an den Vicekönig von Mexico, welcher indess erst im Jahre 1643 im Druck erschien, soll Medina die Kenntniss davon, dass Silber durch Quecksilber und Kochsalz aus seinen Erzen gewonnen werden könne, aus Spanien mitgebracht haben. Und in der That war ein ähnliches Verfahren schon früher in Europa bekannt, da in dem 1540 in Venedig erschienenen Werke von Biringuccio „De la Pyrotechnica" angegeben wird, dass Silbererze auf kaltem Wege unter Zusatz von Eisenvitriol, Grünspahn, Quecksilbersublimat, Kochsalz und Essig zu Gute gemacht werden könnten).

Der Patio-Prozess steht in ausgedehntem Maasse in Mexico und noch auf verschiedenen Werken in Südamerika in Anwendung. Obwohl er lange Zeit für sich in Anspruch nimmt und mit erheblichen Quecksilber- und Silberverlusten verbunden ist, so ist die Herstellung des Amalgams doch ohne Brennstoffverbrauch und unter Verwendung von animalischer Kraft allein ausführbar. Er ist daher bis jetzt für manche Werke in heissen Gegenden, welche abseits vom Verkehr liegen und die Brennstoffe sehr hoch bezahlen müssen, wie es in Mexico vielfach zutrifft, die einzige mit Vortheil anwendbare Methode der Silbergewinnung. Bis vor kurzer Zeit wurden noch $^3/_4$ von der Silbererzeugung Mexicos durch den Patio-Prozess ausgebracht. Es ist indess nicht zweifelhaft, dass mit der Entwickelung der Verkehrsverhältnisse und der Zufuhr billiger Brennstoffe der Patio-Prozess durch die weiter unten beschriebene Pfannenamalgamation (oder beim Vorhandensein von Bleierzen durch die Verbleiung) verdrängt werden wird.

Die Hauptererfordernisse für den Patio-Prozess sind geeignete Erze und die **Zerkleinerung derselben zum feinsten Staub.**

Am besten geeignet für den Prozess sind Erze, welche das Silber gediegen und in der Form von einfachen Schwefelverbindungen enthalten, aber frei von Eisen- und Kupferkies, Bournonit, Bleiglanz und Blende sind. (Der Silberglanz muss fein vertheilt in den Erzen vorhanden sein, da er andernfalls wegen seiner Ductilität beim Zerkleinern der Erze zu dünnen Plättchen ausgeplattet und hierdurch schwierig amalgamirbar wird bzw. zu Silberverlusten Anlass giebt). Dann folgen von zusammengesetzten Silberverbindungen: dunkles Rothgiltigerz, Sprödglaserz, Polybasit. Schwieriger als das dunkle Rothgiltigerz lässt sich das lichte Rothgiltigerz nach dem Patio-Prozess verarbeiten. Silberhaltiger Arsenkies und Arsenfahlerze werden als ungeeignet für den Prozess betrachtet.

Silberhaltiger Bleiglanz, Blende und Bournonit sind nicht geeignet ir den Prozess. (Zinkblende zersetzt sich mit Kupferchlorid in Zink-hlorid und Schwefelkupfer).

Von silberhaltigen Kupfer- und Schwefelkiesen sind nur solche ge-gnet, welche sich nach dem Durchtränken mit Kochsalzlauge bei längerem iegen an der Luft oxydiren.

Die natürlichen Kerate des Silbers sind durch den Patio-Prozess viel hwieriger amalgamirbar als das künstlich gebildete Chlorsilber. Beson-ers gilt das von Bromsilber und Jodsilber führenden Erzen. Man ver-rbeitet daher Erze, welche Haloidverbindungen des Silbers enthalten, nicht ach dem Patio-Prozess, sondern nach dem bereits dargelegten Cazo- oder ondon-Prozess.

Was den Silbergehalt der Erze anbetrifft, so ist der Patio-Prozess ei einem Gehalte der Erze von *0,1* % Silber in Mexico noch lohnend. ie reicheren Erze enthalten 0,3 % Silber.

In manchen Fällen hat man kiesige und blendige Erze zur Erzielung iner besseren Amalgamation einer oxydirenden Röstung in Flammöfen nterworfen. Bei arsen- und antimonhaltigen Erzen ist eine solche Röstung idess zu verwerfen, weil hierbei antimon- und arsensaure, schwer amal-amirbare Silbersalze entstehen.

Wir haben nun als Haupttheile des Patio-Prozesses zu unterscheiden:

1. die Zerkleinerung der Erze,
2. die Behandlung des Erzpulvers im Patio,
3. die Trennung des Amalgams von den amalgamirten Erzen,
4. die Behandlung des Amalgams.

Die Zerkleinerung der Erze

erfällt in eine vorläufige Zerkleinerung in chilenischen Mühlen, Poch-verken, auf Walzen oder Steinbrechern und in eine Verwandlung des Erz-leins in Pulver in der Arrastra. In der Arrastra setzt man, falls die Erze goldhaltig sind, Quecksilber zu, um das Gold und einen Theil des m gediegenen Zustande vorhandenen Silbers auszuziehen.

Die vorläufige Zerkleinerung der Erze geschieht gewöhnlich in hilenischen Mühlen (Kollermühlen) oder in Pochwerken, seltener in Valzwerken.

Die älteren chilenischen Mühlen (Kollermühlen) hatten als Läufer inen cylindrischen radförmigen Granitblock von 2 m Durchmesser und ,40 m Breite im Gewichte von 3 bis 4 t. Derselbe war durch einen orizontalen Arm mit einer stehenden Welle aus Holz verbunden, welche urch ein Maulthier bewegt wurde und dadurch die Rotation des Läufers uf einem kreisförmigen Bett (Teller) aus harten Steinen bewirkte. Die eueren chilenischen Mühlen besitzen Läufer aus Gusseisen mit Rand und eller aus Stahl. Dieselben können sowohl durch animalische Kraft, als ach durch Wasser und Dampfkraft betrieben werden. Die Läufer der-

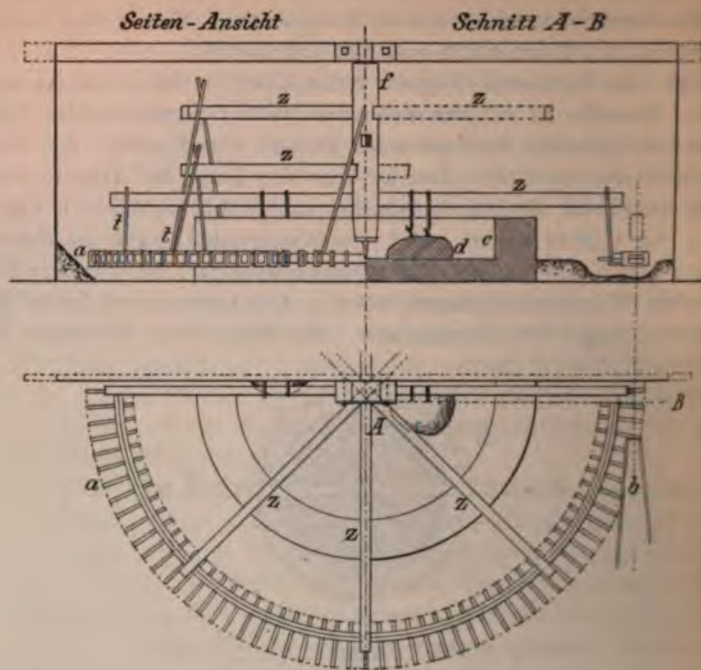


Fig. 428 und 429.

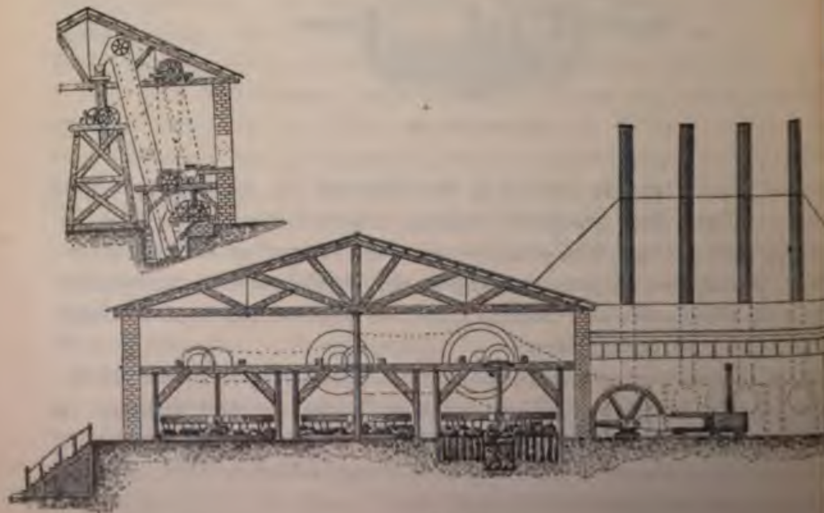


Fig. 430.

den durch animalische Kraft betriebenen Arrastras beträgt die Zahl verwendeten Maulthiere je nach der Grösse der ersteren 1 bis 6.

Eine Arrastra, welche durch ein **horizontales Wasserrad** betrieben l, ist aus den Figuren 428 und 429 ersichtlich[1]).

a ist das horizontal liegende Schaufelrad, welches die Arrastra c iebt. Dasselbe ist mit der stehenden Welle f vermittelst der Arme z der von denselben herabgehenden Stangen t verbunden. Die sämmt-en Arme sind zu diesem Zwecke über den Rand der Arrastra hinaus-ihrt. Durch das Gerinne b, welches auf je 3,5 bis 4,5 m Länge eine gung von 0,20 m besitzt, wird ein Wasserstrahl gegen die Schaufeln ihrt. Wenn die Arrastra 3 m Durchmesser hat, so hat der Raum, chen das Wasserrad einnimmt, bei 6 m Durchmesser und 0,6 m Breite letzteren gegen 7 m Durchmesser. Mit Hülfe eines derartigen Rades

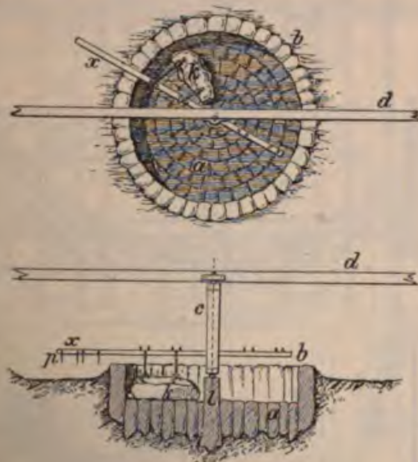


Fig. 426 und 427.

nen bei einer Arrastra von 3 m Durchmesser in 24 Stunden 400 600 kg mildes Erz gepulvert werden, während von hartem Erz in Tagen 700 bis 800 kg fein gemahlen werden. Derartige Räder können r beim Vorhandensein grosser Mengen von Betriebswasser angewendet rden. Zu **Chihuahua** in Mexico dient ein solches Rad zum Betriebe s Pochwerks und der Arrastra.

Auch oberschlächtige Wasserräder mit Uebertragung der Kraft durch lzerne Getriebe stehen auf einigen wenigen Werken in Anwendung.

Die Einrichtung von durch Da **kraft** betriebenen Arrastras, wie von der Firma Fraser & Chalmer erbaut werden, ist aus

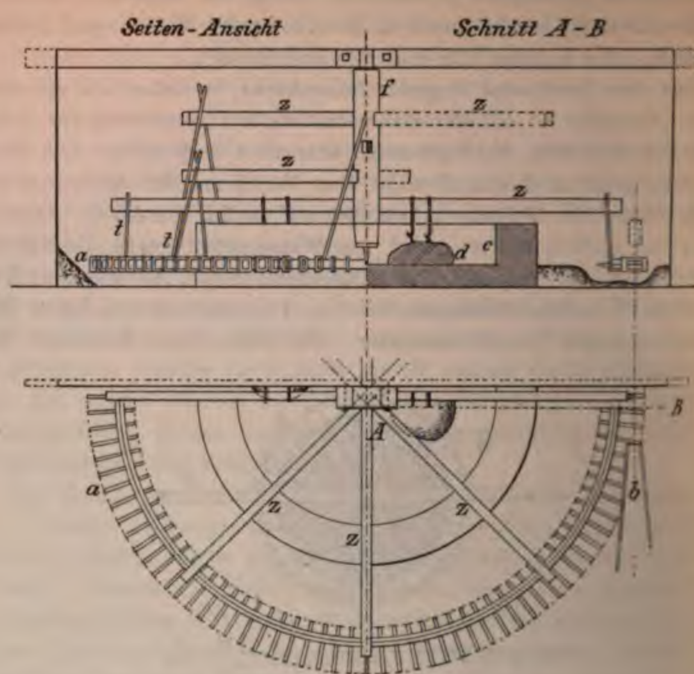


Fig. 428 und 429.

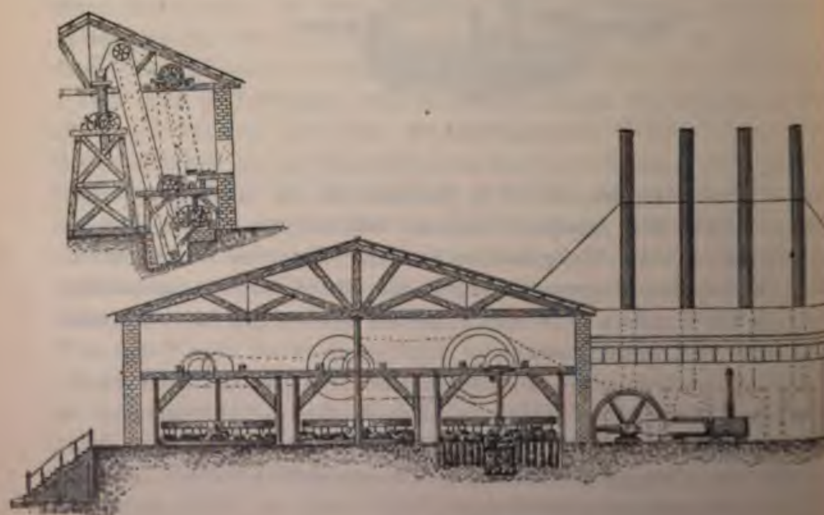


Fig. 430.

Die Arrastras haben 4 bis 7 m Durchmesser. Die Mahlsteine wiegen 12 t und bestehen aus Granit. Als Dampfmaschinen werden Corliss-hinen verwendet. Eine derartige Anlage ist auf den Werken der ard Morrison Consolidated Mining Co. bei Zacatecas in Mexico im ebe.

Das Erz wird daselbst zuerst durch Steinbrecher zerkleinert, gelangt auf Walzen und schliesslich in die Arrastras.

Die Arrastras haben je 4 m Durchmesser. Je eine derselben erfordert ferdekräfte zum Betriebe.

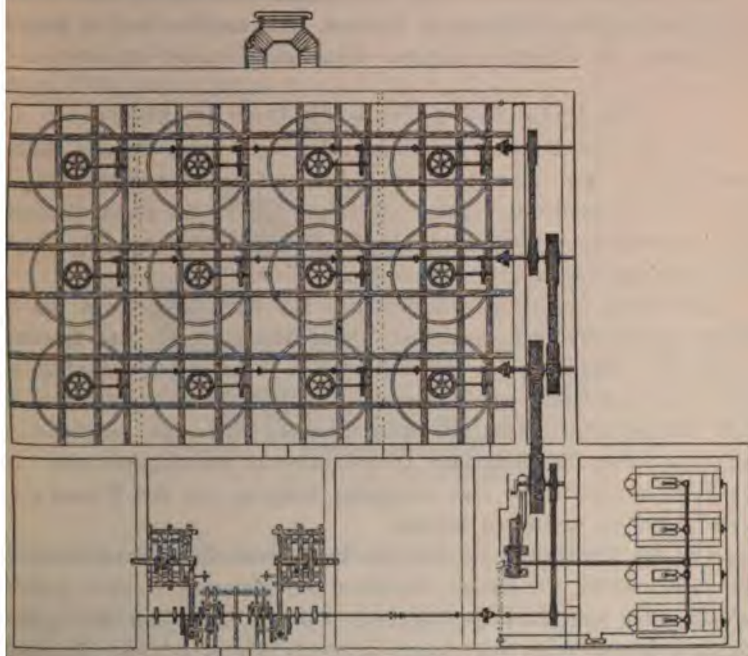


Fig. 431.

Die Leistung einer derartigen Arrastra beträgt je nach dem Charakter Erze 6 bis 10 t in 24 Stunden.

Das Mahlen in der Arrastra geschieht unter Zusatz von Wasser. bis 600 kg Erz erfordern zum Feinmahlen 900 bis 1200 l Wasser. Einsetzen der Erze in die Arrastra erfolgt allmählich, wobei man den elnen Portionen soviel Wasser zusetzt, dass das Erzpulver eine breiige haffenheit annimmt.

Der volle Einsatz wird zuerst bei 6 Umgängen der Mahlsteine in Minute, welche allmählich mit zunehmender Zerkleinerung der Erze auf 10 vermehrt werden, so lange gemahlen, bis das Erz sich zwischen Fingern schlammig anfühlt. Alsdann wird der erhaltene Erzschlamm

aus der Arrastra herausgeholt und nach dem Amalgamirhofe (Patio) gebracht. Die Menge des in 24 Stunden von einer Arrastra mit Maulthierbetrieb gemahlenen Erzes beträgt je nach der Härte des letzteren und der Grösse der Arrastra 300 bis 750 kg.

Ist in den Erzen gediegenes Silber und Gold enthalten, so wird beim Mahlen in der Arrastra Quecksilber zur Amalgamation beider Metalle zugesetzt. Das betreffende Verfahren ist bereits bei der directen Amalgamation beschrieben worden.

In seltenen Fällen wird auch das in der Arrastra gemahlene Erz vor der Amalgamation desselben einem Verwaschen unterworfen, um die Kerate von den Schwefelverbindungen zu trennen. Die ersteren werden dann dem Cazo-Prozess, die letzteren hingegen dem Patio-Prozess unterworfen.

Die Behandlung des Erzpulvers im Patio.

Das aus der Arrastra kommende Erz stellt einen dünnen Schlamm, lama genannt, dar. Derselbe wird zuerst auf dem Amalgamirhofe, dem sog. Patio, zu kleineren Haufen vereinigt, um bis zu einem bestimmten Grade einzutrocknen, und dann in die Form der Amalgamirhaufen, der sog. tortas, gebracht.

Der Patio stellt einen geräumigen Hof dar, welcher auf das Sorgfältigste gepflastert und möglichst undurchdringlich für das Quecksilber gemacht ist. Man hat zur Dichtung auch Cement und Asphalt angewendet und auch wohl den Boden des Patios aus ineinandergefügten Holzbalken hergestellt, indess ist man meistens auf eine möglichst gute Pflasterung ohne die gedachten Dichtungsmittel zurückgekommen. Nach einer Seite hat der Patio eine schwache Neigung, um das Wasser aus den Haufen abfliessen lassen zu können.

Um das Zerfliessen des auf den Patio gebrachten Erzschlammes zu verhindern, werden die Haufen desselben auf kleineren Werken mit einem Sandwall oder mit Balken umgeben, während man ihn auf grösseren Werken in kreisförmige, ummauerte Räume, die sog. cajetes oder lameros, fliessen lässt.

Nachdem das Wasser aus dem Schlamme durch Abfliessen und Verdampfen so weit entfernt ist, dass derselbe die Consistenz eines dicken Breis angenommen hat, was nach einigen Tagen der Fall ist, werden aus demselben die eigentlichen Amalgamirhaufen, die sog. tortas (torta = Kuchen) gebildet.

Da die Erzmasse auch jetzt noch keinen hinreichenden Zusammenhang besitzt, so bedarf sie gleichfalls einer Umfassung. Die letztere bildet einen Ring aus Holzrahmen oder aus Steinen, deren Zwischenräume durch Thon (oder auch wohl Dünger) gedichtet werden. Die torta nun stellt einen runden Kuchen aus Erzbrei von der Gestalt einer Torte dar. Die Höhe derselben schwankt zwischen 0,15 und 0,30 m, der Durchmesser je nach der Menge des zur Verfügung stehenden Erzbreis zwischen 7 und

…s Gewicht der eine torta bildenden Erze schwankt zwischen 50 …, kann aber auch bis 150 t gehen.

… Patio mit den tortas ist in Figur 432 dargestellt.

…stens 24 Stunden nach der Fertigstellung der torta beginnt die …g derselben mit Reagentien. Dieselbe besteht darin, dass man … zuerst Chlornatrium, dann Kupfersulfat enthaltende … den sogen. „Magistral", und Quecksilber einmengt. Das …r wird entweder gleichzeitig mit dem Magistral oder unmittelbar … Einmengen desselben zugesetzt.

… Chlornatrium ist möglichst reines Salz zu verwenden. An ver…n Orten in Mexico, an welchen der Preis des reineren Salzes zu … verwendet man Salz, welches aus den Chlornatrium enthaltenden …inländischer Salzseen, der sog. saltierra, durch Auslaugen der…nd Abdampfen der erhaltenen Lauge hergestellt ist. Das so



Fig. 432.

…e Salz enthält 70 bis 90% Chlornatrium und 10 bis 15% Natrium…t.

…s Kupfersulfat enthaltende Körper verwendet man entweder … „Magistral" oder in der neuesten Zeit auch reinen Kupfer…l.

…er Magistral wird in Mexico durch Röstung von kupferhaltigem …n doppelheerdigen Flammöfen, comalillos genannt, hergestellt, wo…in Theil des Kupfers in Kupfersulfat verwandelt wird. Der Ge… Magistrals an Kupfersulfat wechselt je nach der Natur der Erze …r Sorgfalt der Röstung, wie durch die nachstehenden Analysen von … Magistral und vom besten Magistral dargelegt wird.

	Armer Magistral	Bester Magistral
Kupfersulfat	9,03	19,00
Kupferoxyd	5,00	5,50
…at	6,75	14,80
[illegible]	18,75	25,80
…stand	60,47	34,90

thiere bewegt. Die Räder können mit Hülfe einer Zahnstange und Zahnrades so verschoben werden, dass sie mit allen Theilen des fens in Berührung kommen.

Nach dem Einmengen des Salzes folgt das Einmengen oder „Incorren" des Magistrals bzw. Kupfersulfats. Nur in seltenen Fällen len Magistral und Quecksilber gleichzeitig eingemengt.

Die Menge des anzuwendenden Magistrals hängt von dem Gehalte elben an Kupfersulfat und von der Natur der Erze ab. Sie schwankt hnlich zwischen $^1/_2$ und 2 % vom Gewichte der Erze. Wird Kupferol als solcher angewendet, so giebt man 0,20 bis 0,25 % vom Gewichte Erzmenge bei einem Silbergehalte der Erze von 0,09 bis 0,19 %.

Der Magistral bzw. das Kupfersulfat werden mit hölzernen Schaufeln lichst gleichmässig auf die Torta gestreut und dann in dieselbe einhaufelt, worauf ein Durchtreten der Masse in der gedachten Weise, sogen. repaso, folgt. Die Torta erwärmt sich hierbei in Folge der ction des Kupfersulfats auf das Chlornatrium, erhält eine dunklere be und wird poröser.

Unmittelbar nach dem Incorporiren des Magistrals folgt auf den sten Werken das Einmengen des Quecksilbers in die Torta. Auf gen Werken wird auch das Quecksilber gleichzeitig mit dem Magistral rporirt. Die Methode, nach dem Einmengen des Magistrals die torta einige Tage liegen zu lassen, um der Bildung von Chlorsilber durch ferchlorid mehr Zeit zu lassen, und dann erst das Quecksilber einzugen, hat sich nicht bewährt und ist wieder aufgegeben worden, weil Silberausbringen ein viel geringeres war, als bei dem Einmengen des cksilbers unmittelbar nach dem Incorporiren des Magistrals. Der nd hiervon ist der, dass das in den Erzen vorhandene „gediegene ber" durch das Quecksilber allein und zwar um so vollständiger ausgen wird, je längere Zeit es mit demselben in Berührung bleibt, dass bei einem Aufeinanderwirken von Magistral und Kochsalz grosse gen von Kupferchlorid und Eisenchlorid bilden, welche bei einem berschusse das Quecksilber in Quecksilberchlorür verwandeln, und dass Hauptreaction in der Torta überhaupt erst nach erfolgtem Zusatze des ecksilbers beginnt. Die eigentliche Zersetzung der Silberverbindungen l daher erst nach dem Zusatze des Quecksilbers eintreten.

Die Menge des einzumengenden Quecksilbers beträgt im Allgeinen 6 bis 8 kg auf je 1 kg in dem Erze der Torta enthaltenen Silbers. (In catecas soll man nach Clement nur die dreifache Menge von dem Silber wenden.) Auf manchen Werken setzt man zuerst $^2/_3$ der Gesammtnge des Quecksilbers zu, auf anderen Werken $^3/_4$, auf noch anderen erken viel geringere Mengen als $^2/_3$. Der Rest der Gesammtmenge des rs wird nach Bedürfniss zugesetzt.

ueckeilber wird in möglichst kleine Kügelchen vertheilt über estreut. Zu diesem Zwecke geht ein Arbeiter mit einem

entsprechend auf dem Boden der Waschgefässe in concentrischen Ringen niedersetzen. In der Mitte des Bodens befindet sich das noch nicht angegriffene Quecksilber, dann folgt ein Ring von Amalgam (ceja), dann ein Ring von noch unzersetztem, schwarzem Sulphurete des Silbers, dann ein Ring von Pyrit und schliesslich ein Ring von zerschlagenem Quecksilber.

Erscheint das Quecksilber matt und von bleigrauer Farbe, so enthält die Torta zu viel Magistral, sie ist zu heiss (caliente). Es wird daher zu viel Kupferchlorid bzw. Eisenchlorid gebildet, wodurch Quecksilberverluste durch Bildung von Quecksilberchlorür herbeigeführt werden. In diesem Falle überlässt man entweder die Torta mehrere Tage hindurch sich selbst, oder man setzt derselben Holzasche, Kalkpulver oder pulverförmiges Cementkupfer zu. Durch Asche und Kalk werden Carbonate bzw. Hydroxyde aus dem Magistral bzw. den Chloriden niedergeschlagen, während durch Kupfer die Chloride des Kupfers und Eisens in Chlorüre verwandelt werden. In ähnlicher Weise wie Kupfer wirken auch Zink und Eisen.

Erscheint das Quecksilber stark glänzend und vollständig unangegriffen oder hat es einen Stich in das Gelbe, so verläuft der Prozess in der Torta zu langsam, „sie ist zu kalt“ (frio). Man bringt dann die Reactionen durch Durchtretenlassen der Torta oder durch Zusatz von Salz und Magistral und darauf folgendes Durchtretenlassen derselben zu der erforderlichen Lebhaftigkeit.

Bei normalem Verlauf des Prozesses muss das Amalgam, limadura de plata, dünne Schuppen bilden, welche sich leicht mit den Fingern unter Ausfliessen von Quecksilber zu einer trockenen Masse, pasilla, vereinigen lassen müssen. Lässt es sich unter den Fingern vollständig in feine Tropfen zertheilen, so hat es noch nicht lange genug gewirkt und enthält zu wenig Silber. Ist es dagegen hart und krystallinisch und giebt beim Pressen zwischen den Fingern kein Quecksilber ab, so ist es zu stark (fuerte). In diesem Falle fehlt es an Quecksilber in der Torta, welches zuzusetzen ist.

Die gedachten Erscheinungen treten bei verschiedenen Erzen und an verschiedenen Orten nicht immer in gleicher Weise auf. Auch kommt es vor, dass trotz günstiger Erscheinungen der Probe der Prozess in der Torta nicht fortschreitet, in welchem Falle bei warmer Witterung häufig ein Zusatz von Salz hilft. Das sicherste Urtheil über das Fortschreiten des Prozesses giebt immer die Ermittelung des in den Erzen verbliebenen Silbergehaltes.

Die Vorgänge in der Torta werden nämlich nicht nur durch Fehler in den Mengenverhältnissen der zuzusetzenden Reagentien, sondern auch durch die Temperatur- und Witterungsverhältnisse beeinflusst. Eine hohe Temperatur befördert die Amalgamation, während niedrige Temperatur dieselbe verlangsamt und beim Heruntergehen bis zum Gefrierpunkte zum Stillstande bringen kann. Regengüsse verdünnen die in der Torta enthaltenen Salzlösungen und machen dadurch eine Erhöhung des Magistralzusatzes erforderlich.

Zur Beförderung der Amalgamation in kälteren Gegenden hat man wohl Wärme zu Hülfe genommen, indem man die Torta, nachdem ungefähr die Hälfte des Silbers derselben amalgamirt war, aus dem mit einem Dache versehenen Patio in einen Raum brachte, unter dessen Boden sich mit einer Feuerung verbundene Feuerzüge befanden. In diesem Raum (estufa) wurde die Torta drei Tage lang erwärmt und dann auf den Patio zurückgebracht, wo die Amalgamation zu Ende geführt wurde. Man erhielt hierdurch eine Erhöhung des Silberausbringens, hatte aber so hohe Quecksilberverluste, dass das Verfahren wieder aufgegeben werden musste.

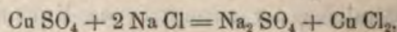
Ist die Amalgamation in der Torta beendigt, so giebt man zur Verflüssigung und Ansammlung des Amalgams, sowie zur Ansammlung von zerstreutem und zerschlagenem Quecksilber noch einen erheblichen Quecksilberzusatz und lässt denselben in die Torta eintreten. Darauf wird die Torta zur Ausscheidung des Amalgams und Quecksilbers aus derselben ohne Verzug verwaschen. Wenn man die Torta vor dem Verwaschen noch liegen lässt, so können noch Silberverluste durch Entstehung von sehr fein vertheiltem Silberamalgam (desecho) in Folge der Einwirkung unzersetzt gebliebener Kupfersalze (Kupfersulfat)[1]) eintreten.

Die chemischen Vorgänge in der Torta.

Wie schon im Anfange dieses Capitels erwähnt, sind die chemischen Vorgänge beim Patio-Prozess noch nicht mit hinreichender Sicherheit festgestellt. Es bietet sich daher hier noch ein grosses Feld für metallurgische Untersuchungen. Wenn auch auf Grund der Untersuchungen von Karsten, Boussingault[2]), Grützner[3]), Bowring, Uslar, Laur, Huntington und Rammelsberg[4]) ein wesentlicher Theil der Reactionen in der Torta ermittelt worden ist, so gehen doch die Ansichten derselben über den Verlauf und Umfang sowie über gewisse Vorgänge in der Torta auseinander. Insbesondere sind die Ansichten darüber getheilt, ob eine Bildung von Chlorsilber überhaupt in grösserem Umfange eintritt oder nicht, ob das Kupferchlorid oder das Kupferchlorür die Hauptrolle bei der Bildung des Chlorsilbers spielt, ob das aus dem Kupferchlorür entstandene Kupferoxychlorid eine wesentliche Rolle bei der Zersetzung der Erze spielt oder nicht.

Wir können als thatsächlich feststehend annehmen:

1. dass Kupfersulfat und Chlornatrium sich im Patio in Kupferchlorid und Natriumsulfat umsetzen nach der Gleichung:



$$Cu\,SO_4 + 2\,Na\,Cl = Na_2\,SO_4 + Cu\,Cl_2.$$

---

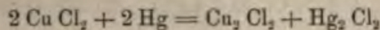
[1]) Egleston, Silver, Gold and Mercury I. pag. 298.

[2]) Annal. Chim. Phys. 51, 337 (1834).

[3]) Grützner, Die Augustin'sche Silberextraction 1851.

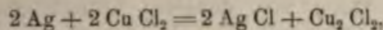
[4]) Percy-Rammelsberg, Metallurgie des Silbers und des Goldes. Preuss. Minist.-Zeitschr. Bd. 29, S. 191.

2. dass Kupferchlorid durch Quecksilber sowohl als durch etwa in i Erzen enthaltenes Silber in Kupferchlorür verwandelt wird nach den ichungen:



$$2\,CuCl_2 + 2\,Hg = Cu_2Cl_2 + Hg_2Cl_2$$

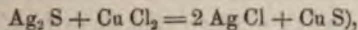
iehungsweise



$$2\,Ag + 2\,CuCl_2 = 2\,AgCl + Cu_2Cl_2,$$

(Auch durch in der Torta vorhandenes Kupfer und Halbschwefel- pfer wird Kupferchlorid in Kupferchlorür verwandelt. Kupferchlorür tsteht ferner aus Kupferoxyd und Eisenchlorür, welche Körper in der rta vorhanden sein können.

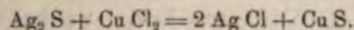
Die Ansicht, dass bei der Einwirkung von Kupferchlorid auf Schwefel- ber Kupferchlorür entsteht, ist nach Rammelsberg's neuesten Unter- chungen nicht zutreffend. Es bildet sich bei der Einwirkung von Kupfer- lorid auf Schwefelsilber ausser Chlorsilber nur Einfach-Schwefelkupfer ch der Gleichung:



$$Ag_2S + CuCl_2 = 2\,AgCl + CuS),$$

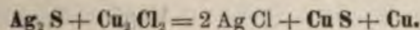
3. dass Schwefelsilber durch Kupferchlorid sowohl wie durch Kupfer- lorür in Chlorsilber verwandelt wird,

(Kupferchlorid bewirkt die Verwandlung in Chlorsilber nach der eben rgelegten Gleichung:



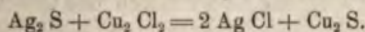
$$Ag_2S + CuCl_2 = 2\,AgCl + CuS.$$

Kupferchlorür, in Kochsalz gelöst, wirkt nach den neuesten Unter- chungen von Rammelsberg auf Schwefelsilber so ein, dass Chlorsilber, nfach-Schwefelkupfer und metallisches Kupfer entstehen nach der eichung:



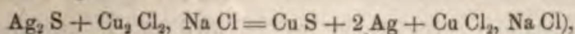
$$\mathbf{Ag_2S + Cu_2Cl_2} = 2\,AgCl + \mathbf{CuS + Cu.}$$

Die Ergebnisse der Untersuchungen von Rammelsberg stimmen it denen von Boussingault überein, mit dem Unterschiede, dass Bous- ngault die Bildung von Halbschwefelkupfer annahm nach der Gleichung:



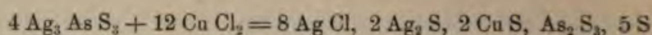
$$Ag_2S + Cu_2Cl_2 = 2\,AgCl + Cu_2S.$$

Nach den Untersuchungen von Laur bildet sich bei der Einwirkung n Kupferchlorür auf Schwefelsilber bei Anwesenheit von Queck- lber kein Chlorsilber, sondern es scheidet sich das Silber metallisch aus nter gleichzeitiger Bildung von Einfach-Schwefelkupfer und Kupferchlorid ach der Gleichung:



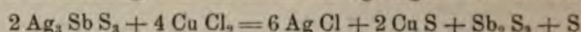
$$Ag_2S + Cu_2Cl_2,\ NaCl = CuS + 2\,Ag + CuCl_2,\ NaCl),$$

4. dass das Schwefelsilber in zusammengesetzten Schwefel- erbindungen (Schwefel-Arsen-Silber- und Schwefel-Antimon-Silber-Ver- indungen) durch Kupferchlorid in Chlorsilber, durch Kupferchlorür ent- eder in Chlorsilber oder in Chlorsilber und metallisches Silber verwandelt ird, (Nach den Untersuchungen von Rammelsberg findet bei Anwendung n Kupferchlorid bei der Zersetzung von lichtem Rothgültigerz die leichung:



$$4\,Ag_3AsS_3 + 12\,CuCl_2 = 8\,AgCl,\ 2\,Ag_2S,\ 2\,CuS,\ As_2S_3,\ 5\,S$$

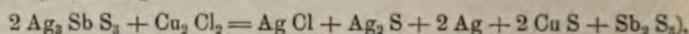
und bei der Zersetzung von dunklem Rothgültigerz die Gleichung:



$$2\,Ag_3SbS_3 + 4\,CuCl_2 = 6\,AgCl + 2\,CuS + Sb_2S_3 + S$$

statt.

Bei der Zersetzung von dunklem Rothgültigerz durch Kupf chlorür verläuft die Zersetzung nach den Untersuchungen von Ra melsberg wie folgt:



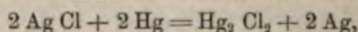
$$2\,Ag_3SbS_3 + Cu_2Cl_2 = AgCl + Ag_2S + 2\,Ag + 2\,CuS + Sb_2S_3),$$

5. dass das Schwefelsilber in einfachen sowohl wie in zusamm gesetzten Verbindungen durch Quecksilber in Silber bzw. Amalgam u Schwefelquecksilber verwandelt wird nach der Gleichung:



$$Ag_2S + 2\,Hg = Ag_2Hg + HgS,$$

6. dass Chlorsilber durch Quecksilber unter Ausscheidung von Sil in Quecksilberchlorür verwandelt wird nach der Gleichung:



$$2\,AgCl + 2\,Hg = Hg_2Cl_2 + 2\,Ag,$$

7. dass das im gediegenen Zustande in den Erzen vorhande Silber nur oberflächlich in Chlorsilber verwandelt und zum grössten The direct durch das Quecksilber aufgenommen wird.

Nach Rammelsberg (und nach Karsten und Sonneschmidt) wi durch die Einwirkung des Kupferchlorids, welches Salz aus Chlornatriu und Kupfersulfat entstanden ist, ein grosser Theil des in einfachen und z sammengesetzten Verbindungen enthaltenen Schwefelsilbers, sowie e kleiner Theil des im gediegenen Zustande vorhandenen Silbers in Chlo silber verwandelt. Durch das Kupferchlorür, welches in Folge der Ei wirkung von Quecksilber und Silber auf Kupferchlorid entsteht, wird n ein sehr geringer Theil des Schwefelsilbers in Chlorsilber übergeführt, w sich dieses Salz in Berührung mit der Luft sehr schnell in Oxychlori verwandelt und in diesem Zustande keine weitere Einwirkung ausüb Aus dem Chlorsilber wird das Silber durch das Quecksilber unter Bildu von Quecksilberchlorür ausgeschieden und durch einen weiteren Th Quecksilber in Amalgam verwandelt.

Ein anderer erheblicher Theil des Schwefelsilbers in einfach und zusammengesetzten Schwefelverbindungen wird durch das Quec silber unter Ausscheidung von Silber und Bildung von Schwefelquecksilb zersetzt. Das ausgeschiedene Silber, sowie der grösste Theil des im g diegenen Zustande vorhandenen Silbers wird durch das Quecksilber Amalgam verwandelt.

Dass nicht alles Silber durch die Einwirkung von Quecksilb auf Chlorsilber entsteht, ergiebt sich daraus, dass bei einer derartigen Z legung auf 216 Theile Silber 400 Theile Quecksilber erforderlich s würden, während in Wirklichkeit der gesammte Quecksilberverlust be Patio-Prozess, einschliesslich der nicht unerheblichen mechanischen Verlus das Anderthalbfache des gewonnenen Silbers beträgt.

Nach den Untersuchungen von Boussingault, Bowring, Uslar, Grützner l Laur gebührt nicht dem Kupferchlorid, sondern dem Kupfer-orür die Hauptrolle bei der Amalgamation im Patio.

Boussingault nimmt an, dass das Schwefelsilber in einfachen und ammengesetzten Schwefelverbindungen durch das Kupferchlorür erst in lorsilber übergeführt und das letztere dann durch Quecksilber zerlegt d, während die übrigen angeführten Metallurgen die Bildung von lorsilber in Abrede stellen und eine directe Ausscheidung von tallischem Silber durch das Kupferchlorür (bei Anwesenheit Sauerstoff bzw. von metallischem Silber) annehmen.

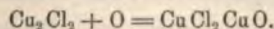
Das Kupferchlorür bildet sich, wie oben dargelegt ist, durch Ein-kung von Quecksilber, von etwa in den Erzen vorhandenem metallischem ber, von Amalgamen des Kupfers, des Zinks oder durch Einwirkung ser Metalle selbst, welche öfters in die Torta eingemengt werden, auf pferchlorid, ferner durch Einwirkung von Kupferchlorid auf in den ten etwa vorhandenes Halbschwefelkupfer, durch gegenseitige Zersetzung Kupferoxyd und Eisenchlorür, welches letztere Salz durch gegenseitige rsetzung von im Magistrale enthaltenem Ferrosulfat und von Chlor-rium entsteht.

Nach Boussingault nun sind die Vorgänge in der Torta die hstehenden.

Beim Zusammenmengen von Salz und Magistral bildet sich Kupfer-orid, welches Salz indess in nur sehr geringem Maasse auf das Schwefel-ber einwirken kann, da es durch das Quecksilber zu Kupferchlorür lucirt wird. Das letztere löst sich in der Chlornatriumlauge auf, durch-ngt die Erzmasse und verwandelt das Schwefelsilber der einfachen und sammengesetzten Schwefelverbindungen in Chlorsilber unter gleichzeitiger ldung von Schwefelkupfer bzw. nach Rammelsberg von Einfach-Schwefel-pfer und Kupfer. Das Chlorsilber löst sich in der Kochsalzlauge, aus lcher durch das Quecksilber das Silber unter Bildung von Quecksilber-lorür metallisch ausgeschieden und durch eine weitere Menge von Queck-ber amalgamirt wird.

Bowring, Uslar und Grützner nehmen an, dass das auf die en gedachte Weise entstandene Kupferchlorür die Hauptrolle bei der nalgamation spielt, dass eine Bildung von Chlorsilber überhaupt cht eintritt, sondern dass das Kupferchlorür bei Anwesenheit von uerstoff das Silber aus dem Schwefelsilber im metallischen Zu-ande ausscheidet.

Nach Bowring und Uslar verbindet sich das Kupferchlorür t dem Sauerstoff der Luft zu Kupferoxychlorid nach der Gleichung:

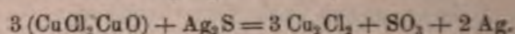


$$Cu_2Cl_2 + O = CuCl_2CuO.$$

Das Kupferoxychlorid soll aus dem Schwefelsilber metallisches Silber ter Bildung von Kupferchlorür ausscheiden. Die weiter angegebenen

Reactionen beweisen allerdings eine sehr mangelhafte Kenntniss chemischer Vorgänge, indem der Schwefel des Schwefelsilbers durch den Sauerstoff des Kupferoxychlorids zu Schwefliger Säure oxydirt werden soll, welche letztere mit einem weiteren Theile Sauerstoff und einer weiteren Menge von Kupferoxychlorid aus dem Chlornatrium Chlor entwickeln soll. Das letztere soll das Kupferchlorür wieder in Kupferchlorid verwandeln.

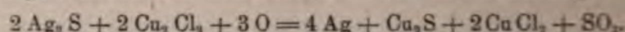
Nach Stölzel[1]) würde der Prozess, wenn man von den angeführten unmöglichen chemischen Vorgängen absieht, verlaufen wie folgt:



$$3\,(CuCl_2 CuO) + Ag_2S = 3\,Cu_2Cl_2 + SO_3 + 2\,Ag.$$

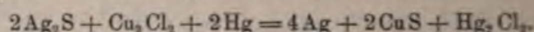
Es würde also neben Schwefelsäure Kupferchlorür entstehen, welches durch Aufnahme von Luftsauerstoff wieder in Kupferoxychlorid verwandelt würde.

Nach Grützner[2]) bildet sich nicht Kupferoxychlorid, sondern das Kupferchlorür scheidet bei Anwesenheit von Sauerstoff aus dem Schwefelsilber metallisches Silber aus unter Bildung von Halbschwefelkupfer, Kupferchlorid und Schwefelsäure nach der Gleichung:



$$2\,Ag_2S + 2\,Cu_2Cl_2 + 3\,O = 4\,Ag + Cu_2S + 2\,CuCl_2 + SO_3.$$

Nach Laur scheidet Kupferchlorür aus Schwefelsilber ohne Mitwirkung von Sauerstoff, aber bei Anwesenheit von Quecksilber und Kochsalz metallisches Silber unter Bildung von Einfach-Schwefelkupfer und Quecksilberchlorür aus. Die für diesen Vorgang von Stölzel aufgestellte Gleichung ist die nachstehende:



$$2\,Ag_2S + Cu_2Cl_2 + 2\,Hg = 4\,Ag + 2\,CuS + Hg_2Cl_2.$$

Die Ansicht von Laur über die Vorgänge in der Torta beruht auf der Thatsache, dass die Hauptreaction in der Torta erst beginnt, wenn das Quecksilber in dieselbe eingemengt worden ist, sowie auf einer Reihe von Versuchen von Laur. Durch dieselben wurde nachgewiesen, dass natürliches Schwefelsilber durch eine Lösung von Kupfersulfat und Kochsalz in Berührung mit Kupfer sowohl wie in Berührung mit Quecksilber so zerlegt wurde, dass das Silber in kurzer Zeit vollständig als Metall ausgeschieden wurde, während gleichzeitig Schwefelkupfer bzw. Schwefelkupfer und Quecksilberchlorür entstanden. Die schnelle Zersetzung des Schwefelsilbers hörte dagegen auf, wenn die Berührung desselben mit dem Kupfer oder Quecksilber aufgehoben wurde.

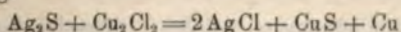
Das bei der Zerlegung des Schwefelsilbers gebildete Einfach-Schwefelkupfer kann durch die Einwirkung der Luft in Kupfersulfat verwandelt werden, welches letztere durch das Chlornatrium in Kupferchlorid verwandelt wird. Aus dem letzteren wird durch Quecksilber eine neue Menge Kupferchlorür gebildet. Eine Verwandlung des Kupferchlorürs in

[1]) Metallurgie, Silber S. 1235.
[2]) Die Augustin'sche Silberextraction 1851.

pferoxychlorid findet nicht statt, da das Kupferchlorür unmittelbar nach ner Bildung auf das Schwefelsilber einwirkt.

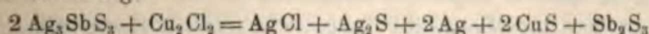
Aus den vorstehend dargelegten Ansichten über die Vorgänge in der rta ergiebt sich, 1. dass der Umfang, in welchem Kupferchlorid und pferchlorür an der Zerlegung der Silbererze Theil nehmen, noch nicht tsteht, 2. dass die Frage, in welchem Umfange das Silber aus den einben und zusammengesetzten Schwefelverbindungen desselben in Chlorber übergeführt wird, und in welchem Umfange es ohne vorgängige ldung von Chlorsilber aus den gedachten Verbindungen metallisch ausschieden wird, zur Zeit noch unbeantwortet ist, und 3. dass über die t der Einwirkung von Kupferoxychlorid auf die Schwefelmetalle der rta weder Ergebnisse von Untersuchungen noch Erfahrungen vorliegen.

Nach der Ansicht des Verfassers wird zuerst Kupferchlorid aus Kochz und Kupfersulfat gebildet. Da dieses Salz aber sehr langsam auf die rsetzung des Schwefelsilbers einwirkt, so dürfte dem Kupferchlorür Hauptrolle bei der Zersetzung der Silberverbindungen zuzuschreiben n, was mit den Thatsachen übereinstimmt, dass die eigentliche Reaction der Torta erst nach dem Incorporiren des Quecksilbers in diebe (bzw. nach der Reduction des Kupferchlorids zu Kupferchlorür durch ecksilber) beginnt, und dass das Kupferchlorür, wie durch den röhnke-Prozess bekannt ist, sehr schnell zersetzend auf die lberverbindungen einwirkt. Da sich das Kupferchlorür an der Luft emlich rasch in Kupferoxychlorid verwandelt, so muss es unittelbar nach seiner Entstehung zerlegend auf die Silbererze einrken. Es ist auf Grund der Beobachtungen und Untersuchungen von ur wahrscheinlich, dass es sich mit Quecksilber und Schwefelsilber metallisches Silber, Schwefelsilber und Kupferchlorid umsetzt, wobei dessen nach den Untersuchungen von Rammelsberg und Boussingault die eberführung eines Theiles des Schwefelsilbers in Chlorsilber ch der Gleichung:



$$Ag_2S + Cu_2Cl_2 = 2\,AgCl + CuS + Cu$$

cht ausgeschlossen ist. Dass sich neben metallischem Silber Chlorsilber lden kann, geht aus den Untersuchungen von Rammelsberg über die nwirkung von Kupferchlorür auf dunkles Rothgültigerz hervor, welche ch der Gleichung:



$$2\,Ag_3SbS_3 + Cu_2Cl_2 = AgCl + Ag_2S + 2\,Ag + 2\,CuS + Sb_2S_3$$

rläuft. Ein Theil des Schwefelsilbers wird durch das Quecksilber zert; in den Erzen vorhandenes metallisches Silber wird theils durch pferchlorid unter Reduction desselben zu Kupferchlorür in Chlorsilber wandelt, theils direct vom Quecksilber amalgamirt. Das Chlorsilber d durch Quecksilber zerlegt; das hierbei ausgeschiedene Silber wird einem weiteren Theile Quecksilber amalgamirt.

Eine genauere Aufklärung der Vorgänge in der Torta, besonders Umfanges, in welchem die gedachten Reactionen stattfinden, sowie

... chlorid spielt, und schliesslich der ... muss weiteren Untersuchungen vorbeh...

... Amalgams von den amalgamirten Erze...

... Amalgams und Quecksilbers von den amalgam... Verwaschen der Torta in Bottichen oder Käs... mit einem durch animalische Kraft betriebenen R... verdienen bei Weitem den Vorzug vor den W... aus Holz oder Mauerwerk hergestellt und befi... der Hüttensohle oder in derselben.

... Torta die erforderliche Menge Wasser zu und ... Stunden lang umgehen; dann lässt man die schwer... und entfernt die Flüssigkeit mit den leichteren Th...

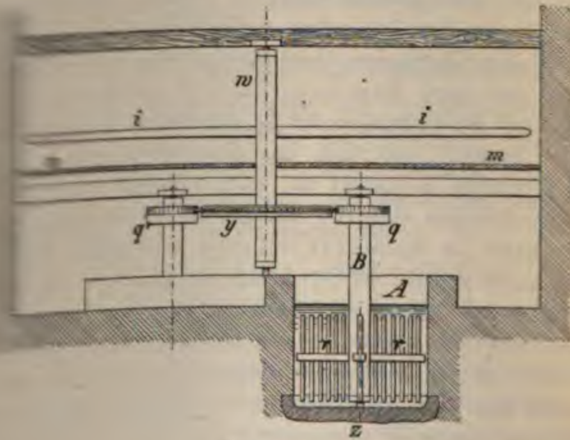


Fig. 433.

... durch Spundöffnungen, welche in angemessener Entfernung v... des Bottichs angebracht sind, in einen zweiten und manchmal n... dritten und einen vierten Bottich. Die Einrichtung eines älter... Hüttensohle befindlichen Bottichs mit durch Maulthiere betrieben... ist aus der Figur 433 ersichtlich[1]).

A ist der aus Mauerwerk hergestellte Bottich (tina), dessen Bod... einem einzigen Porphyrblock hergestellt ist. r r sind die an ... Welle B befestigten hölzernen Rührarme; w ist die durch Ma... bewegte Hauptwelle, welche durch das Rad y die Rührwellen ... q von zwei nebeneinander befindlichen Bottichen antreibt. m ist ... für die Maulthiere, welche an den Armen i angespannt werden. ... Stunde werden in einem derartigen Bottich 2300 kg Masse der To...

[1]) Percy, Silver and Gold, pag. 622.

waschen. Das Amalgam setzt sich auf dem Boden des Bottichs ab und rd daselbst ausgeschöpft.

Das Verwaschen in einer aus vier Bottichen bestehenden Anlage findet B. auf der Hacienda de Rocha bei Guanaxuato statt. Hier sammelt ch der grösste Theil des Amalgams im ersten Bottich[2]) und der noch in r Trübe verbliebene letzte Theil desselben im vierten Bottich. Die aus sselben abfliessende Trübe setzt ihren Schlamm in einem besonderen hälter ab. Dieser Schlamm wird verwaschen und liefert einen kiesreichen hlich mit einem bis 3 % heraufgehenden Silbergehalte. In 24 Stunden rden 600 Quintals der Masse (1 Quintal = 46,01 kg) der Torta verschen. Das in den Bottichen verbliebene Amalgam ist noch mit schweren rztheilchen vermengt und wird desshalb zur Trennung von den letzteren hölzernen Schüsseln (bateas) verwaschen, welche in einem grösseren

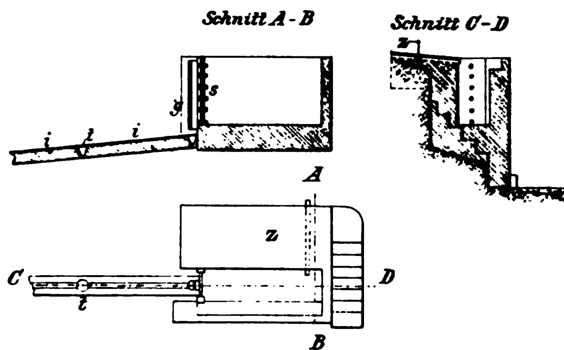


Fig. 434 bis 436.

Wasserbehälter durch einen Arbeiter in eine schüttelnde Bewegung versetzt werden. Darauf behandelt man das Amalgam zur Entfernung der letzten Erztheilchen in einem Steintrog mit Quecksilber und wischt die auf der Oberfläche desselben sich absondernden Erztheilchen mit einem Flanelltuch ab. Dann wäscht man das Amalgam so lange mit Wasser, bis die Oberfläche desselben blank ist.

Die Einrichtung eines Waschkastens, in welchem der in denselben eingeführte Schlamm durch Arbeiter mit den Füssen aufgerührt wird, ist aus den Figuren 434, 435 und 436 ersichtlich. Dieser Kasten, lavadero genannt, 2 m lang, $1/2$ m weit und 1 m tief, ist gemauert und mit Cement gefüttert. Nur die Vorderseite desselben besteht aus Holz und enthält 6 Löcher s s s von je 0,05 m Durchmesser, welche durch Holzpflöcke verschlossen werden können. Vor diesen Löchern befindet sich ein senkrechtes Gerinne g, durch welches die durch die gedachten Löcher abgelassenen Schlämme in ein geneigtes Gerinne i gelangen. Auf dem Boden desselben

[2]) Percy, l. c., pag. 623.

befinden sich mehrere mit Quecksilber gefüllte Vertiefungen t, in wel das mitgerissene Quecksilber oder Amalgam aufgefangen wird.

Dieser Kasten wird zur Hälfte mit Wasser gefüllt, worauf 2 Arb in denselben steigen und ein dritter den Schlamm von der Pritsc allmählich in den Kasten einführt. Gleichzeitig mit dem Schlamm l man auch noch Wasser bis zum obersten Spundloch in den Kasten. Arbeiter halten die im Kasten befindlichen Massen mit den Füsse steter Bewegung. Während die schwereren Theile der Torta auf Boden des Kastens gelangen, lässt man die leichteren mit dem Wasser d das oberste Spundloch ausfliessen und lässt stets eine der ausgefloss gleiche Menge von Wasser zufliessen. Die austretende Flüssigkeit fäll dem Gerinne g herunter und gelangt in das Gerinne i, durch welche



Fig. 437.

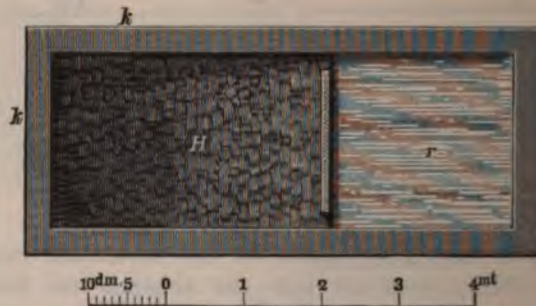


Fig. 438.

über die Amalgamfänger t in die Schlammbehälter gelangt. Von Zei Zeit lässt man auch einen Theil der Flüssigkeit aus den nächst tie Spundlöchern ausfliessen. Das Amalgam entfernt man erst nach dem waschen der ganzen Torta, indem man den Wasserzufluss abstellt, Spundlöcher nacheinander (von oben nach unten) öffnet und das aus selben austretende Amalgam auffängt.

Die von dem Amalgam getrennten Theile der Torta enthalten wöhnlich noch Erztheilchen, deren Silbergehalt der Amalgamation gangen ist. Sie werden daher einem Verwaschen in gewöhnlich sehr fachen Apparaten, den sog. Planillas, unterworfen, deren Einrichtun den Figuren 437 und 438 ersichtlich ist. Die Planilla stellt einen Mergel oder feinen Erzschlämmen in einem Rahmen von Holz oder M

werk geschlagenen Heerd H von 3,50 m Länge und 2,30 m Breite dar, an dessen unterem Ende sich ein Wasserbehälter r befindet. Der Erzschlamm wird am Kopfe k des Heerdes zu einem Haufen vereinigt. Darauf wird mit einem Hornlöffel, welcher ungefähr $^1/_4$ l fasst, Wasser auf den Haufen gegossen. Die leichteren Theile desselben werden nach unten geführt, während die schwereren Theile liegen bleiben. Nach einiger Zeit werden die leichtesten Theile, welche sich vom Wasserbehälter an 1 m aufwärts auf dem Heerd angesammelt haben, von dem letzteren entfernt und weggeworfen, während die weiter aufwärts liegenden Theile wieder zu dem Haufen am Kopfe des Heerdes zurückgebracht werden, worauf das Verwaschen in der gedachten Weise von Neuem beginnt. Man erhält schliesslich als Ergebniss des Verwaschens einen Haufen schwarzer silberhaltiger Sulfurete, polvillo genannt. Dieselben werden wohl in Holzschüsseln von der Gestalt eines umgekehrten abgestumpften Kegels von 0,62 m oberem Durchmesser und 0,4 m Tiefe nochmals verwaschen, indem man unter Wasserzusatz die Massen aufrührt und sich dann absetzen lässt. Während des Absetzens zieht man das Waseer ab. Der Absatz besteht aus 3 Lagen. Die oberste Lage besteht hauptsächlich aus Sand und wird weggeworfen. Darunter befinden sich arme Sulfurete, colas genannt, welche geröstet und dann einer neuen Torta zugesetzt werden. Die unterste Lage wird durch silberreiche Sulfurete und eine kleine Menge von Amalgam gebildet. Die silberreichen Sulfurete werden nach Europa geschickt oder bei einem Gehalte an Bleiglanz auch wohl verbleit. Gold- und Silber- sowie gleichzeitig kupferhaltige Pyrite, welche man beim Verwaschen erhält, werden wohl geröstet und als Magistral benutzt.

Die von den Planillas abfliessende Trübe hat man auf einigen Werken auf Rundheerden verwaschen und auf denselben noch einen Schlich, welcher bis 0,2 % Silber enthielt, erhalten.

Auf einigen Werken in Mexico hat man in der neueren Zeit die Amalgamations-Rückstände chlorirend geröstet, das gebildete Chlorsilber durch Thiosulfate von Calcium oder Natrium ausgezogen und aus den erhaltenen Laugen das Silber durch Schwefelnatrium oder Schwefelcalcium als Schwefelsilber ausgefällt.

Die Behandlung des Amalgams.

Das Amalgam wird in an einem eisernen Ringe aufgehängte, nach unten spitz zulaufende Säcke aus Segeltuch (manga) gefüllt. Unter den Säcken befindet sich ein Behälter zur Aufnahme des durch dieselben hindurchtröpfelnden Quecksilbers. Nachdem es einige Stunden gehangen hat, ist es zum Ausglühen fertig.

Früher wurde es auf den meisten Werken in eiserne Formen geschlagen, aus welchen es als Kuchen (bollos) in der Gestalt von Kreissectoren hervorging. Darauf wurde es in den später zu betrachtenden Glockenöfen ausgeglüht.

In der neueren Zeit wird es in eiserne Quecksilberflaschen, a welchen der Boden ausgebrochen ist, gepresst und in denselben, wie spät dargelegt wird, ausgeglüht.

Die Quecksilberverluste beim Patio-Prozess sind theils ch mischer, theils mechanischer Natur. Die chemischen Verluste häng hauptsächlich von der Zusammensetzung und den Beimengungen der Er ab. Sie werden um so geringer sein, je mehr Silber in gediegenem Zu stande in den Erzen vorhanden ist. Der Gesammt-Quecksilberverlu einschliesslich des verhältnissmässig geringen Verlustes beim Ausglühe des Amalgams hat auf den verschiedenen Werken für 1 kg ausgebrachte Silbers zwischen 0,87 und 4 kg geschwankt. Im grossen Durchschnitt kann man ihn zu 1,5 G.-Th. Quecksilber auf 1 G.-Th. ausgebrachte Silbers annehmen. Beispielsweise betrug derselbe nach Laur auf de Hütten von Quebradillas und La Granja bei Zacatecas 1,43 Th auf 1 Th. Silber, zu Guanaxuato 1,62, nach Silliman auf der Hacienda nueva bei Fresnillo im Staate Zacatecas 1,65 Th., nach Stetefeldt au der Hacienda Sauceda bei Zacatecas 1,62 Th.

Das Ausbringen an Silber beträgt im grossen Durchschnitte *75 bi 80* % von dem durch die Probe ermittelten Gehalte der Erze. Bei zink blendehaltigen Erzen beträgt es gegen 70 % und kann bei Erzen, welche Schwefelarsen- und Schwefelantimonverbindungen enthalten, auf 60 % her untergehen.

Als Beispiel für den Patio-Prozess sei das grösste Werk in Mexico, die Hacienda Nueva bei Fresnillo im Staate Zacatecas an geführt[1]). Dasselbe enthält 12 Stempelpochwerke, 314 Arrastras, Stallungen für 1500 Maulthiere und einen Patio für 64 Tortas von je 12,7 m Durch messer. Das wöchentlich verarbeitete Erzquantum beträgt 900 t. Von 1853 bis 1862 wurden 452 264 t Erze verarbeitet und daraus 1 096 281 Marks Silber (1 Mark = 248,83 g) im Werthe von 9 825 598 Dollars gewonnen. An Kochsalz wurden 6 %, an Magistral 1,75 % vom Gewichte des verarbeiteten Erzes verbraucht. Der Quecksilberverlust betrug 1,65 G.-Th. auf 1 Th. ausgebrachtes Silber. Der durchschnittliche Silber verlust betrug 19,48 % (80,52 % Ausbringen).

Ausser in Mexico steht der Patio-Prozess noch in Süd-Amerika (Peru, Chile, Bolivia) vereinzelt in Anwendung. Auf den meisten Werken ist er durch andere Prozesse (Cazo-Prozess, Kröhnke-Prozess, Francke-Prozess, Schmelz-Prozesse) verdrängt worden.

Der Washoe-Prozess oder der nasse Prozess der Pfannen-Amalgamation.

Bei diesem Prozesse werden die durch Steinbrecher vorgebrochenen und dann in Nass-Pochwerken zerkleinerten Erze in mit Reib- bzw. Rühr vorrichtungen versehenen Gefässen aus Eisen von der Gestalt niedriger Cy

[1]) Engineering and Mining, Journal 1883, pag. 394.

linder oder abgestumpfter Kegel, den sog. „Pfannen“ (pans), mit Quecksilber und geringen Mengen von Kupfervitriol und Kochsalz in der Wärme auf das Innigste zusammengerieben bzw. zusammengemengt, wodurch der grösste Theil des in den Erzen im gediegenen Zustande, als Chlorsilber und als Schwefelsilber enthaltenen Silbers in Amalgam übergeführt wird. Zusammengesetzte, Antimon und Arsen enthaltende Schwefelverbindungen sind nicht für den Prozess geeignet und dürfen daher nur in geringer Menge in den Erzen vorhanden sein.

Das erhaltene Amalgam wird in besonderen Waschapparaten (settler) von den Rückständen getrennt, filtrirt, gepresst und ausgeglüht.

In den Pfannen wird das gepochte, mit Wasser zu einem Brei von der erforderlichen Consistenz angemengte Erz zuerst mit Hülfe der eisernen Reib- und Rührwerke zum feinsten Pulver zerrieben und dann unter fortwährendem Umrühren und Erhitzen durch Wasserdampf der Einwirkung der Reagentien überlassen.

Als Reagentien wirken in erster Linie Eisen und Quecksilber, in untergeordnetem Maasse Kupfersulfat und Kochsalz. Das Eisen gelangt theils schon beim Pochen der Erze in dieselben, theils wird es durch die Pfannen und Rührwerke geliefert.

Das Wesen des Prozesses besteht nun darin, dass aus dem Schwefelsilber das Silber durch das Quecksilber in Gegenwart von Eisen ausgeschieden wird, dass Chlorsilber durch Eisen und Quecksilber unter Ausscheidung von Silber zerlegt wird, und dass aus dem entstandenen Quecksilberchlorür das Quecksilber durch das Eisen wieder ausgeschieden wird. Das auf die gedachte Art ausgeschiedene Silber sowie das im gediegenen Zustande in den Erzen enthaltene Silber wird vom Quecksilber aufgenommen.

Aus den in geringer Menge zugesetzten Reagentien — Kupfersulfat und Kochsalz — bildet sich Kupferchlorid, welches Salz durch das Eisen zu Kupferchlorür reducirt wird und dann in der nämlichen Weise aus Schwefelsilber und besonders aus etwa vorhandenen zusammengesetzten Schwefelverbindungen des Silbers (Schwefel-Arsen-Antimonverbindungen) Silber ausscheidet, wie es beim Kröhnke-Prozess und beim Patio-Prozess dargelegt ist.

Das Pochen der Erze geschieht auf Nass-Pochwerken, wesshalb der in Rede stehende Prozess auch der nasse Prozess (wet process) der Pfannen-Amalgamation genannt wird im Gegensatze zum trockenen Prozesse der Pfannen-Amalgamation (dry process), bei welchem die Erze trocken gepocht werden, weil der Amalgamation derselben in Pfannen wegen der widerspenstigen (refractory) Natur der Erze eine chlorirende Röstung derselben vorausgehen muss.

Ausser dem Namen „Nasser Prozess“ führt die gedachte Art der Amalgamation den Namen „Washoe-Prozess“ nach dem Washoe-

Districte in Nevada, in welchem er zuerst (1861) ausgeführt wurde. In diesem Districte wurde 1859 von Goldsuchern, unter welchen der hervorragendste Comstock war, der berühmte 6700 m lange und 20 bis 200 m mächtige Comstock-Gang entdeckt, welcher lange Zeit hindurch die bedeutendste Silbererzlagerstätte der Welt war. Für die Zugutemachung der Erze dieses Ganges, welche hauptsächlich Schwefelsilber neben gediegenem Silber und Gold führten, wurden je nach ihrem Silber- und Goldgehalte und ihren Beimengungen zwei Arten der Amalgamation eingeführt. Für die reicheren Erze, welche grössere Mengen von Kiesen, Blei- und Zinkerzen führten, wurde die chlorirende Röstung mit nachfolgender Amalgamation in Fässern, wie sie in Freiberg früher in Anwendung stand, eingeführt. Die übrigen Erze wurden ohne vorgängige Röstung in Pfannen amalgamirt. Die erstere Art der Zugutemachung wurde später abgeworfen und an deren Stelle ebenfalls die Pfannen-Amalgamation ohne vorgängige Röstung gesetzt.

Der Washoe-Prozess hat sich im Laufe der Zeit auf den Werken zur Verarbeitung der Comstock-Erze im Washoe-District und später auf anderen Werken in den Vereinigten Staaten (Montana, Colorado) zu einer hohen Stufe der Vollkommenheit entwickelt.

Die Hauptwerke im Washoe-District sind die Consolidated Virginia Mill und die California Mill bei Virginia City.

Bedingung für den Washoe-Prozess ist die Abwesenheit grösserer Mengen von Schwefelarsen- und Schwefelantimon-Verbindungen des Silbers, sowie grösserer Mengen von Bleiglanz und Zinkblende. Kleinere Mengen von zusammengesetzten Schwefelverbindungen des Silbers werden durch das aus den zugesetzten Reagentien gebildete Kupferchlorür zerlegt. Auch werden Bleiglanz und Blende durch dieses Salz zersetzt.

Die Erze des Comstock-Ganges enthalten: Gediegen Gold und Silber sowie Silberglanz, in geringen Mengen Polybasit, Sprödglaserz, Rothgültigerz, ferner Quarz, Bleiglanz, Zinkblende, Pyrit, Kupferkies, Eisenoxyd, Manganoxyde, Sulfate und Carbonate von Kalk, Magnesia, Kupfer und Blei. Der Gehalt an Silber beträgt: 0,05 bis 2,786 %, an Gold: 0,001 bis 0,57 %.

Der allgemeine Gang des Washoe-Prozesses ist der nachstehende. Die Erze werden in Steinbrechern vorgebrochen und dann in Nass-Pochwerken gepocht. Die Pochtrübe mit dem feingepochten Erz durchfliesst eine Reihe von Sümpfen, in welchen der bei Weitem grösste Theil desselben niedergeschlagen wird. Die durch die abfliessende Trübe mitgeführten Erztheilchen (2 bis 10 % vom ursprünglichen Haufwerk) werden häufig noch in grossen Schlammbehältern aufgefangen und mit dem übrigen Pochgut gemeinschaftlich verarbeitet. Aus den Sümpfen wird das fein gepochte Erz ausgeschlagen und dann in die Pfannen gebracht, wo es zuerst fein gerieben und dann unter Zusatz von Quecksilber und Rea-

ntien amalgamirt wird. Nach beendigter Amalgamation wird der mit asser verdünnte Inhalt der Pfannen in mit Rührwerken versehene Bothe, die sog. settler, entleert, in welchen, soweit es nicht bereits in den annen geschehen ist, das Amalgam durch Verwaschen von den Erzrückänden getrennt wird. Die Erzrückstände werden zur Ausscheidung r letzten Amalgamtheilchen und der noch unzersetzten Erze auf einigen erken noch in weitere, mit Rührwerk versehene Waschbottiche, die g. Agitatoren, geführt.

Die aus den Settlern bzw. aus den Agitatoren austretenden Rückände, die sog. tailings, werden zur Ausgewinnung der noch in ihnen thaltenen schwereren Erztheile über breite, schwach geneigte und sehr nge Planenheerde oder auch wohl durch lange, in kurzen Zwischenumen mit schlitzförmigen Vertiefungen versehene Gerinne geleitet oder f besonderen Concentrations-Vorrichtungen verarbeitet.

Das in den Pfannen und Settlern erhaltene Amalgam wird in Spitzuteln aus Segeltuch durch Filtriren von dem überschüssigen Quecksilber freit und dann in liegenden gusseisernen Retorten der Destillation iterworfen.

Das noch durch verschiedene Gegenstände verunreinigte Amalgam, ie es sich in den Pfannen festsetzt und bei der Reinigung derselben geonnen wird, sowie das sonstige harte Amalgam aus den Pfannen und ettlern wird unter Zusatz von Quecksilber und Wasser in kleineren, mit ührwerk versehenen cylindrischen Gefässen aus Eisen, den sog. cleanp pans (Reinigungspfannen), mehrere Stunden lang durchgerührt und ann, nachdem es durch diese Behandlung hinreichend flüssig und rein eworden ist, der Filtration in der gedachten Weise unterworfen.

Die Anlagen zur Ausführung des Washoe-Prozesses werden, wenn öglich, so eingerichtet, dass die einzelnen Apparate, der Reihenfolge der perationen entsprechend, unter einander angeordnet sind, so dass ein ücktransport nicht stattfindet.

Wir haben nun zu unterscheiden:

1. das Zerkleinern der Erze,
2. die Behandlung des Erzpulvers in der Pfanne,
3. die Trennung des Amalgams von den amalgamirten Erzen,
4. die Behandlung des Amalgams,
5. die Behandlung der amalgamirten Erze.

Die Zerkleinerung der Erze.

Die von den Gruben angelieferten Erze werden auf ein Rätter geacht. Der Durchfall kommt direct zu den Pochwerken, während die öberen Stücke erst in Steinbrechern vorgebrochen werden. Die am ufigsten angewendeten Steinbrecher sind die von Blake. Die Steinecher von Dodge werden verhältnissmässig selten angewendet. Ein

einziger Blake'scher Steinbrecher genügt für ein Pochwerk von 60 Stempeln.

Die Pochwerke, welche beim Washoe-Prozess angewendet werden, sind in Californien erfunden worden und als „Californische Pochwerke" bekannt.

Die Pochstempel derselben sind Stangen aus rundem, abgedrehtem Schmiedeeisen und rotiren während des Betriebes. Der Pochtrog besteht aus Gusseisen und ist in einem Stück gegossen. Pochschuhe und Poch-

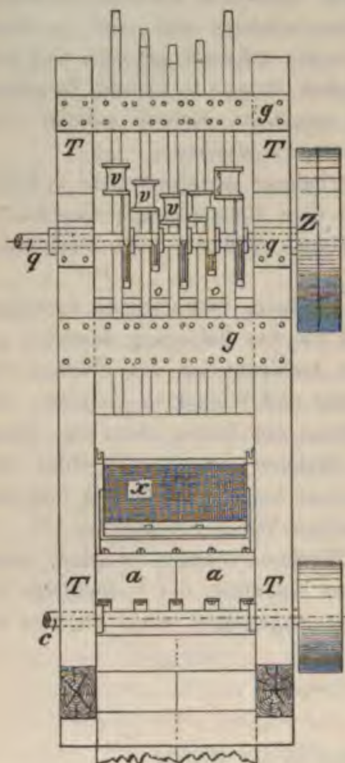


Fig. 439.

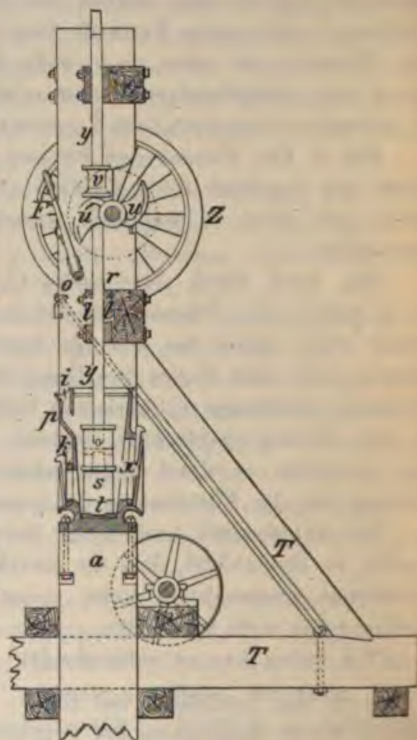


Fig. 440.

sohle bestehen aus hartem, weissem Gusseisen, in der neuesten Zeit auch aus Stahl. Die Siebe zum Austragen des Pochgutes bestehen aus gelochtem Eisenblech oder Stahlblech und sind an einer langen Seite oder auch wohl an beiden langen Seiten des Pochtroges angebracht. Je fünf Stempel sind gewöhnlich zu einer Batterie vereinigt. Die Führung derselben geschieht durch Holzbüchsen, von welchen eine Reihe am oberen Ende und eine Reihe in der Mitte des Pochgerüstes angebracht ist. Das Aufgeben der Erze geschieht gewöhnlich selbstthätig durch Vorrichtungen, welche von den Stempeln aus in eine schüttelnde Bewegung versetzt werden.

Die Einrichtung eines derartigen Pochwerkes ist aus den Figuren und 440 ersichtlich.

a ist das aus starken Holzbalken zusammengesetzte Fundament; t der in einem Stück aus Gusseisen hergestellte Pochtrog, in welchem die Pochsohle t (die) befindet. i ist die Oeffnung zum Eintragen Erze. Das Austragen der Pochtrübe geschieht an den beiden langen en des Pochtroges durch Siebe x, welche durch Keile k festgehalten den. y ist der durch die Holzbüchsen l l geführte Pochschaft. Am ren Ende desselben befindet sich ein Eisencylinder (head), in welchem

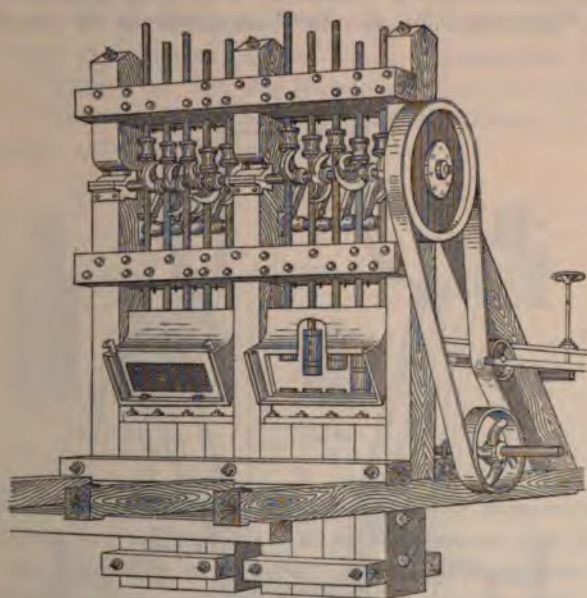


Fig. 441.

Pochschuh s befestigt ist. u u sind die an der Pochwelle angebrachten linge (cams). Dieselben heben die mit den Pochschäften verbundenen ncylinder v (tappets) und damit die Pochstempel. F F sind um die lle o drehbare Finger, welche so gedreht werden können, dass ihre ze unter die Cylinder v greift und dadurch den Pochstempel ausser- des Angriffsbereiches des Heblings bringt, wie es bei Reparaturen er- erlich ist. q ist die Pochwelle mit der Riemscheibe Z, welche von Welle c aus angetrieben wird. T T sind Theile des Pochgerüstes. sind Holzbalken, welche zur Unterstützung des Pochgerüstes und der ie angeschraubten hölzernen Führungsbüchsen dienen.

Die perspectivische Ansicht eines Pochwerks für den Washoe- ess ist aus der Figur 441 ersichtlich.

Was nun die Hauptttheile des Pochwerks anbetrifft, so besteht das Fundament der Batterie aus senkrecht stehenden schweren Holzbalken, welche durch Schrauben verbunden sind. Die Länge dieser Balken beträgt je nach der Natur des Bodens und der Höhe, in welcher die Pochtrübe ausgetragen werden soll 1,8 bis 3,6 m. Ihre Dicke beträgt 0,76 m im Quadrat. (Auf der Consolidated Virginia silver mill beträgt die Länge 3,6 m, die Dicke 0,76 m im Quadrat).

Der auf die Fundamentbalken aufgeschraubte Pochtrog (mortar) besteht ganz aus Gusseisen und hat eine Länge und Höhe von 1,2 bis 1,5 m und an der Stelle, an welcher die Pochsohlen angebracht werden, eine lichte Weite von 0,304 m. Die Eintrageöffnung für die Erze bildet

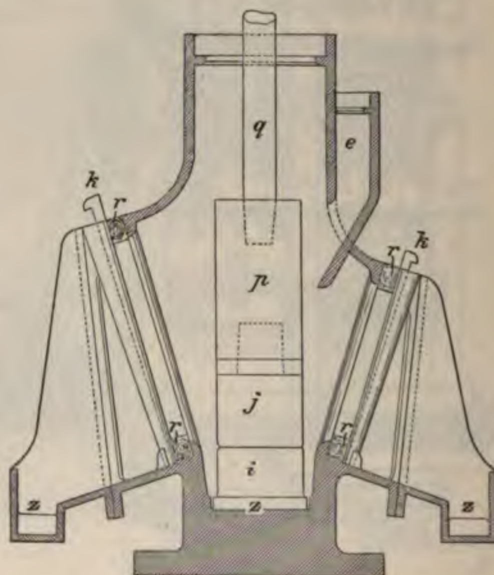


Fig. 442.

einen Spalt von 0,076 bis 0,101 m Weite, welcher nahezu die Länge des Pochtroges besitzt.

Wird die Pochtrübe nur an einer langen Seite des Pochtroges ausgetragen, so liegt die Austrageöffnung der Eintrageöffnung gegenüber an der hinteren Seite des Pochtroges. Beim Austragen an den beiden langen Seiten des Pochtroges, wodurch die Leistungsfähigkeit des Pochwerks erhöht wird, befindet sie sich über der Austrageöffnung an der hinteren Seite des Pochtroges.

Die Austrageöffnungen sind nahezu so lang wie der Pochtrog und besitzen eine Höhe von 0,304 bis 0,457 m. Die Siebe, welche die Austrageöffnungen verschliessen, sind in Holzrahmen eingelassen, welche ihrer-

its durch Keile aus Schmiedeeisen in ihrer Lage gehalten werden. Ein ochtrog mit zwei Austrageöffnungen ist aus der Figur 442 ersichtlich. s sind hier r die hölzernen Siebrahmen mit den geneigten Sieben, k die eile aus Schmiedeeisen zum Halten der Siebrahmen. e ist die Eintrage-ffnung.

Die Siebe aus gelochtem Eisenblech zieht man wegen ihrer grösseren altbarkeit den Sieben aus Drahtgeflecht (beim Washoe-Prozess) vor. ie Lochweite beträgt 0,1 bis 0,6 mm.

Für jeden Stempel wird als Pochsohle ein Cylinder aus hartem, ihem, weissem Gusseisen, „die" genannt, in den Pochtrog eingesetzt. m das Einsetzen auf die Sohle des Pochtroges zu erleichtern, ist dieser ylinder mit einer angegossenen, an den Ecken abgestumpften Fussplatte rsehen. Der Cylinder ist mit der Bodenplatte 0,10 bis 0,15 m hoch d hat den Durchmesser des Pochschuhs (0,20 bis 0,25 m). In Fig. 442 i der Cylinder und z die Bodenplatte desselben.

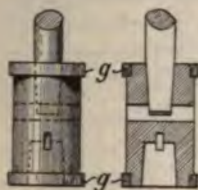


Fig. 443.


Fig. 444.

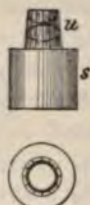


Fig. 445.

Der Schaft des Pochstempels stellt eine runde abgedrehte Stange s Schmiedeeisen von 0,076 m bis 0,12 m Durchmesser und 3,048 bis 36 m Höhe dar. Derselbe ist an seinem unteren Ende in einen Cylinder s zähem Gusseisen von 0,203 bis 0,25 m Durchmesser und 0,38 bis 50 m Höhe, head, boss oder socket genannt, eingelassen. In der unteren älfte dieses Cylinders, dessen Einrichtung aus den Figuren 443 und 444 rvorgeht, ist der Pochschuh so befestigt, dass er herausgenommen erden kann. g sind um den Cylinder an seinem oberen und unteren nde herumgelegte Ringe aus Schmiedeeisen.

Der Pochschuh, Fig. 445, wird aus weissem Gusseisen oder aus ahl hergestellt und besteht aus dem eigentlichen Schuh s und dem nischen Theile u, welcher letztere in eine entsprechende Oeffnung des dachten Cylinders hineinpasst. Der eigentliche Schuh hat 0,203 bis 304 m Durchmesser und ist 0,127 bis 0,152 m hoch. Sobald die Höhe sselben durch Abnutzung des Eisens auf 0,0254 m heruntergegangen ist, rd er ausgewechselt. Das ursprüngliche Gewicht desselben beträgt 45 s 80 kg.

Die Befestigung des Schuhs in dem Haupt (head) geschieht mit

Hülfe von Holzplättchen. Dieselben werden um den Conus herumgelegt und durch einen Faden an demselben befestigt. Darauf wird der Conus in die entsprechende Oeffnung des Hauptes eingetrieben. Beim Nass-pochen schwellen die Holzbrettchen auf und sichern so einen festen Anschluss des Pochschuhs an das Pochhaupt.

Die Cylinder, an welche die Heblinge angreifen, die sog. tappets bestehen aus Gusseisen und besitzen einen gebohrten Durchgang für den Pochschaft. Sie werden an dem letzteren mit Hülfe von Keilen, welche in entsprechende Nuthen passen, befestigt.

Die **Heblinge** besitzen 2 Arme und werden aus zähem Gusseisen hergestellt. Die Gestalt derselben sowie der Angriff auf die tappets geht aus den Figuren 446 und 447 hervor. Sie heben und drehen die Stempel gleichzeitig. a sind die tappets, c die Heblinge; d ist die Pochwelle.



Fig. 446.

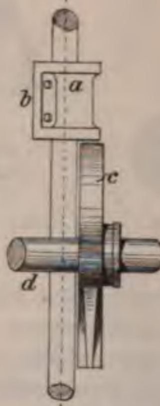


Fig. 447.



Fig. 448.

Das Einführen der Erze in den Pochtrog geschieht durch **selbstthätige Aufgebevorrichtungen**. Eine der am häufigsten angewendeten Vorrichtungen dieser Art ist die in der Figur 448 abgebildete von Tulloch (**Tulloch's ore feeder**). Dieselbe besteht aus einem Schütteltrog B, über welchem sich der Aufgebetrichter A befindet. Der Schütteltrog wird durch die an der Schüttelwelle D befestigte Stange E in eine schüttelnde Bewegung versetzt. Die Schüttelwelle erhält ihre Bewegung durch die Stange J, welche durch den zweiarmigen Hebel L L auf die Stange H und durch diese auf den Arm G der Schüttelwelle D wirkt. Die Stange J erhält ihre Bewegung durch die Pochstempel, indem das obere Ende der ersteren bis unter das tappet des mittleren Batteriestempels reicht (zu welchem Zwecke die unteren Führungsbalken durchbohrt sind).

Durch eine starke Stahlfeder M wird der Trog in seine ursprüng-
liche Lage zurückversetzt. Die Stärke der Bewegung, welche der Schüttel-
trog erhält, richtet sich nach der auf der Pochsohle liegenden Erzmenge.
t dieselbe hoch mit Erz bedeckt, so ist die Fallhöhe des Pochstempels
ne geringe und in Folge dessen auch die schüttelnde Bewegung des
ochtroges eine schwache, so dass nur wenig Erz in den Pochtrog ge-
ngt. Ist dagegen wenig Erz im Pochtroge, so vergrössert sich die Fall-
öhe des Stempels; der Schütteltrog erhält stärkere Stösse und schüttet
ne grössere Menge Erz in den Pochtrog.

Das Gesammtgewicht eines Pochstempels beträgt zwischen
0 und 450 kg. Die Zahl der Schläge in der Minute ist zwischen 70
d 80, geht auch manchmal bis 100. Die Fallhöhe schwankt zwischen
177 und 0,254 m. Die Leistung eines Stempels in 24 Stunden
trägt 1 bis 5 t Erz, je nach der Härte desselben. Von den quar-
gen Erzen des Comstock-Ganges zerkleinert ein Stempel in 24 Stunden
bis 3 t.

Der Wasserverbrauch beträgt im grossen Durchschnitte pro Stempel
d Stunde 72 Gallonen (1 engl. Gallon = 4,543 l) = 327 Liter.

Die Pochtrübe wird in Gerinne geleitet, welche sie in Behälter zum
bsetzen der festen Theile führen. Diese Gerinne sind 0,152 bis 0,203 m
ef. Aus den Sammelbehältern gelangt die Trübe in Schlammbehälter
d dann gewöhnlich in die wilde Fluth. Die Sammel- und Schlamm-
hälter können ausgeschaltet und ausgeschlagen werden, ohne dass der
rübestrom, welcher nun in andere bereitstehende Behälter geleitet wird,
ne Unterbrechung erfährt. Auf der Consolidated Virginia Mill bei
irginia City in Nevada (Comstock lode) besitzen die Sammelgefässe,
ren 42 vorhanden sind, je 2,74 m Länge, 1,52 m Breite und 0,914 m Tiefe.
inter jedem Sammelbehälter befindet sich ein Schlammbehälter von den
imlichen Abmessungen.

Aus diesen Behältern wird das Erz mit Hülfe von an Stielen be-
stigten Eimern ausgeschlagen und in die Pfannen (pans) gebracht.

Die Behandlung des Erzpulvers in der Pfanne.

Die Pfannen sind mit Rühr- bzw. Reibvorrichtungen versehene Gefässe
n der Gestalt niedriger, stehender Cylinder oder abgestumpfter Kegel.
e bestehen gewöhnlich ganz aus Gusseisen; in manchen Fällen sind die
itenwände aus Holz hergestellt. In früheren Zeiten machte man zur
sparung von Kraft den Boden der Pfannen conisch. Hiervon ist man
dess abgekommen und macht den Boden gegenwärtig grundsätzlich eben.
r Durchmesser der Pfannen beträgt 1,2 bis 1,7 m, die Höhe 0,60 bis 0,76 m.

Die Reib- und Rührvorrichtung hat den Zweck, das gepochte Erz
feinen Staub zu verwandeln und dasselbe mit dem Quecksilber und den
gesetzten sonstigen Reagentien in die innigste Berührung zu bringen.
eselbe besteht aus einem Läufer (muller) und aus dem Mahlboden.

Der Läufer besteht in seiner einfachsten Gestalt aus einem guss-eisernen Kegel, in dessen Mantel eine Reihe von Oeffnungen angebracht sind und dessen aus einer Gusseisenscheibe bestehender Boden mit 0,05 bis 0,07 m starken Eisenstücken von je 250 bis 400 kg Gewicht, welche auf dem Mahlboden gleiten, den sog. Schuhen (shoes) besetzt ist. Die Zahl dieser Schuhe muss mindestens 6 betragen.

Der Läufer wird durch eine in der Pfanne angebrachte stehende Welle angetrieben und lässt sich heben und senken.

Der Mahlboden ist über dem eigentlichen Boden der Pfanne angebracht und gewöhnlich aus einzelnen Eisenstücken, welche radiale Rinnen zwischen sich lassen, den sog. „dies“, hergestellt.

Durch die Bewegung des Läufers, welcher 60 bis 90 Umdrehungen in der Minute macht, wird das Quecksilber auf dem Boden der Pfanne zertheilt und in eine Bewegung gebracht, welche die einzelnen Theile desselben mit dem Erzbrei in Berührung bringt. Es bilden sich in Folge der Gestalt der Schuhe und der Oeffnungen im Conus des Läufers Strömungen, welche den Erzbrei an den Seiten der Pfanne in die Höhe heben, während das Quecksilber sich am Boden bewegt. Der an den Seiten der Pfanne in die Höhe gestiegene Erzbrei sinkt in der Mittte derselben nieder, gelangt unter den Läufer, wo er mit dem Quecksilber in innige Berührung kommt, und tritt dann zwischen den Schuhen und den dies hindurch an die Pfannenwand, wo er von Neuem emporgehoben wird. Um ein zu starkes Emporsteigen des Erzbreis zu verhindern, sind in einer gewissen Höhe an den Seitenwänden der Pfanne Flügel angebracht.

Die Reactionen in der Pfanne gehen am besten vor sich, wenn die Temperatur in derselben den Siedepunkt des Wassers erreicht. Zu diesem Zwecke wird die Pfanne durch Wasserdampf erwärmt. Man leitet denselben entweder unter den Pfannenboden in einen Raum, welcher durch Herstellung eines falschen Bodens in der Pfanne gebildet wird, oder direct in die Pfanne, oder man wendet gleichzeitig beide Arten der Erwärmung an. Gegenwärtig lässt man vielfach den falschen Boden weg und leitet directen Dampf in die Pfanne. Dieser Dampf ist direct dem Dampfkessel zu entnehmen, da sich der Abdampf von Maschinen wegen der in ihm enthaltenen Fett- und Schmiertheile aus den Maschinen, welche auf die Amalgamation hinderlich einwirken, hierzu nicht eignet. Wohl aber lässt sich derartiger Dampf unter den Boden der Pfanne leiten.

Die Pfannen sind mit einem Deckel aus Holz oder Eisen versehen, durch welchen vermittelst eines Eisenrohres der Dampf eingeleitet wird.

In Laufe der Zeit sind Pfannen von den verschiedensten Einrichtungen ausgeführt worden, ohne dass hierdurch indess die wesentlichen Principien derselben verändert worden wären. Die Abweichungen der einzelnen Pfannen sind hauptsächlich durch die Zahl der Schuhe und die Befestigung derselben am Läufer, durch die Zahl der Mahlbodenplatten und die Befestigung derselben am Pfannenboden, durch die Gestalt des Läufers sowie

Vorrichtungen zum Aufhängen, Heben und Senken desselben und rch die Gestalt der an den Seitenwandungen der Pfannen befestigten ügel bedingt.

Nachstehend sollen die am meisten angewendeten Pfannen besprochen rden.

Die älteste 1862 erfundene Pfanne, die **Wheeler-Pfanne**, ist in r Figur 449 perspectivisch dargestellt.

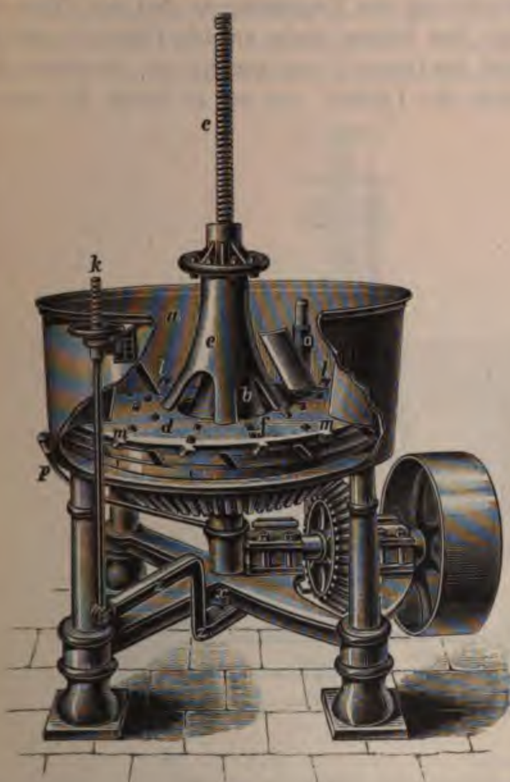


Fig. 449.

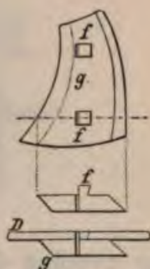


Fig. 450.

a ist die aus Gusseisen hergestellte Pfanne von 1,52 m Durchmesser d 0,609 m Höhe. Dieselbe besitzt einen doppelten Boden zum Einleiten n Dampf in den Zwischenraum zwischen beiden Böden. Mit dem eigent- hen Boden bildet der Conus b ein einziges Gussstück. Durch denselben ht die stehende Welle c hindurch, welche ihr Zapfenlager bei x hat. t der Welle ist der Läufer d durch die auf denselben aufgekeilte ocke e (driver) verbunden. f sind Schwalbenschwänze (dovetails), mit en Hülfe die Schuhe am Läufer befestigt sind. Die Art der Befestigung aus Figur 450 ersichtlich, in welcher f die an die Schuhe angegossenen

Schwalbenschwänze darstellen. Die letzteren werden in entspr
Oeffnungen des Läufers eingekeilt. Der flache Mahlboden best
8 einzelnen Theilen (dies), welche durch Schwalbenschwänze befest
Die Entfernung zwischen Läufer und Mahlboden wird mit Hülfe de
rades k regulirt. Durch dasselbe wird der Hebelarm z bewegt,
auf das Zapfenlager x und die in demselben befindliche Welle
Mit der letzteren wird der Läufer gehoben bzw. gesenkt. An der I
wandung sind zur Beschränkung des Emporsteigens und zur Führ
Erzbreis Flügel befestigt. Der Erzbrei steigt an den Flügeln in di
fällt dann auf den Mantel des Conus b und gelangt, auf demselben
fliessend, unter die Schuhe des Läufers, von wo er durch die Zw

Fig. 451.

räume zwischen den Schuhen und „dies" an die Pfannenwandung
und hier wieder emporsteigt. Die stehende Welle c ist mit ei
winde versehen, an welchem der Läufer bei der Reinigung der Pfa
nothwendigen Reparaturen in die Höhe geschraubt werden kann.

Die Einrichtung einer Wheeler-Pfanne mit hölzerner
wandung ist aus der Figur 451 ersichtlich. b ist der doppelte B
welchen der Dampf eingeführt wird. Derselbe ist mit dem Conus z ve
g ist die mit dem Läufer e verbundene stehende Welle. c sin
dem Pfannenboden mit Hülfe von Schwalbenschwänzen befesti
theilungen des Mahlbodens. d sind die Schuhe, welche am
gleichfalls mit Hülfe von Schwalbenschwänzen befestigt s
Rad zum Heben bzw. Senken des Läufers. y sind F

ng des Emporsteigens des Erzbreis. Eigenthümlich bei der Wheeler-
nne ist die verhältnissmässig grosse Entfernung zwischen Läufer und
nnenwandung.

Die Einrichtung der Horn-Pfanne ist aus der Figur 452 ersichtlich.
Dieselbe besteht aus Gusseisen und ist an den flachen Boden z an-
chraubt. Die „dies" sind durch die Schwalbenschwänze s mit dem
nnenboden verbunden. Unter dem letzteren befinden sich zwei Rinnen k,
che mit einander in Verbindung stehen, so dass in denselben der Dampf
Erwärmung der Pfanne circuliren kann. Derselbe tritt durch das Rohr o
und bei k p aus. Die Schuhe sind gleichfalls durch Schwalbenschwänze

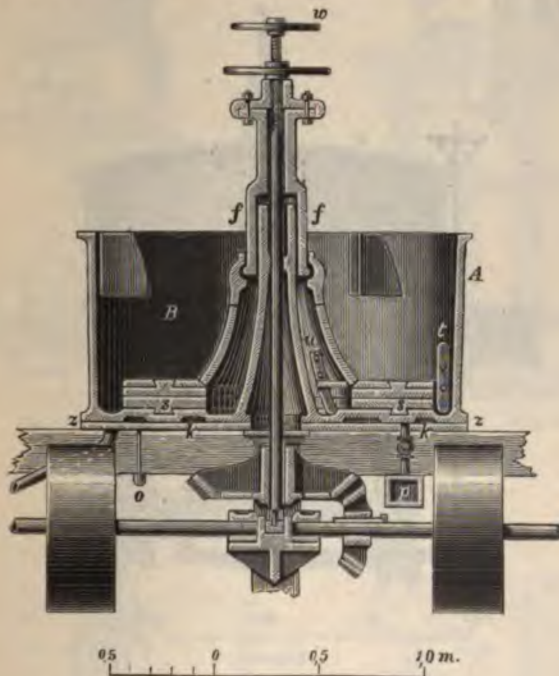


Fig. 452.

Läufer befestigt. Der letztere erhält seine Bewegung durch die Glocke
ver) f, mit welcher er indessen nicht fest verbunden ist. Er wird durch
elbe mitgenommen, wenn sie sich in dem entsprechenden Sinne dreht.
Bewegung des Läufers geschieht durch Zahnradübertragung. Durch
mit Handrad w versehene Schraubenspindel lässt sich der Läufer
n und senken. Das darunter befindliche Handrad dient zum Fest-
en des Läufers in der jeweilig gewünschten Höhe. t und u sind
ber am äusseren und inneren Rande des Läufers.

Die Einrichtung der sog. „Combination pan", welche Vor-
ungen von Wheeler, Horn und Patton enthält, ist aus der Figur 453

ersichtlich. Die Flügel l derselben sind mit Kupferplatten verseh welchen sich ein Theil des Amalgams niederschlägt. In derselben sich in 24 Stunden 15 t Erz verarbeiten.

Die Pfanne von Mac Cone ist in den Figuren 454, 455, 4 457 dargestellt. Die Mahlbodentheile und Schuhe derselben weiche von denjenigen der übrigen Pfannen ab.

Eine der in der letzten Zeit häufig angewendeten und der am gerühmten Pfannen ist die von Stevenson, welche in den Figur bis 461 dargestellt ist[1]). Bei derselben ist für eine gute Vertheilu Erzbreis durch Streicheisen gesorgt. Durch dieselben wird das

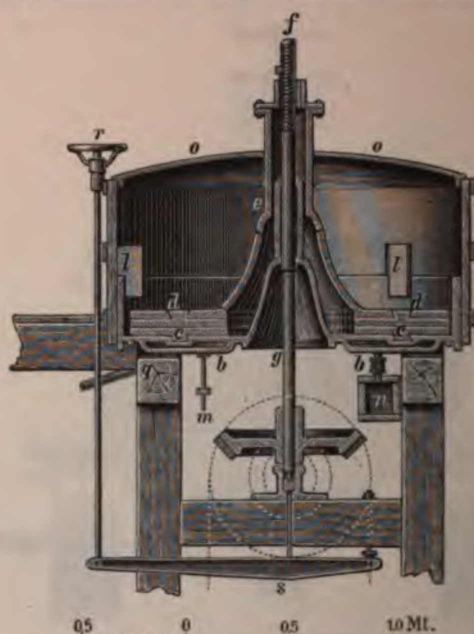


Fig. 453.

die Seitenwand der Pfanne geworfen, von wo es unter den Läufer Die Heizung der Pfanne geschieht durch Einleiten von Dampf un Boden derselben. Die Zahl der am Läufer befestigten Schuhe be Das Gewicht derselben beträgt je 50 kg. Die Zahl der den Ma zusammensetzenden Segmente beträgt 8. Das Gewicht eines e Segmentes beträgt 42,5 kg. Die Pfanne fasst 1750 kg Erz. Diese hat eine verhältnissmässig kleine Mahlfläche und erfordert desshalb Kraft zum Betriebe als die übrigen Pfannen.

Was nun den Betrieb anbelangt, so wird zuerst der Läuf (um 0,0127 m) gehoben und dann Wasser in die Pfanne ein

[1]) Egleston, Silver, Gold and Mercury, pag. 379.

uf wird der Läufer mit 60 bis 90 Umdrehungen in der Minute in gebracht und das Erz, dessen Gewicht je nach der Grösse der en 400 bis 2250 kg beträgt, eingetragen. So beträgt beispielsweise

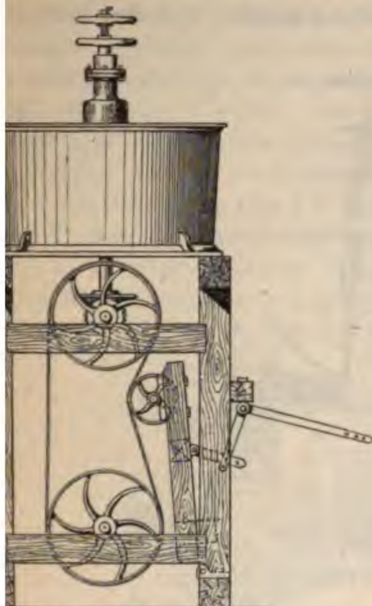


Fig. 454.

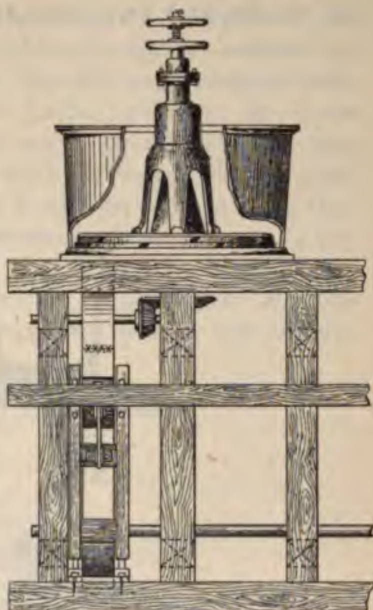


Fig. 455.

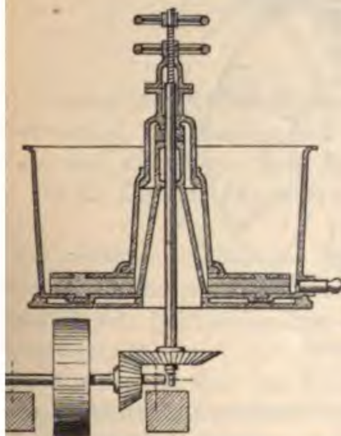


Fig. 456.



Fig. 457.

nsatz in die Combination pan der California Mill bei Virginia City g und in die Wheeler-Pfanne der Eureka Mill (Nevada) 1600 kg. nd Wasser werden zu einem Brei angerührt, welcher ungefähr die

… der Pfanne … Sobald der Brei eine gleichmässige Con… … wird der Läufer soweit herabgelassen, da… … der Mahlboden nahezu berühren. Das Erz wird nun … der Pfanne durch Wasserdampf fein gemahlen. In der … zwei Stunden fein gemahlen, und man setzt n…

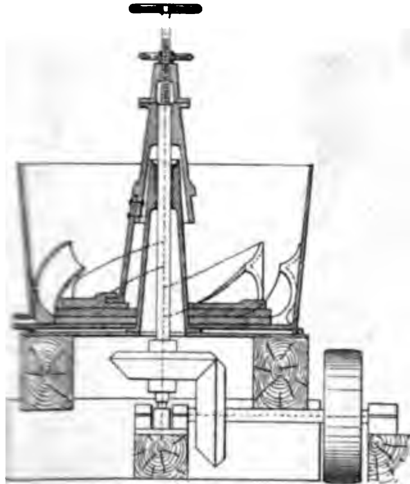


Fig. 458.

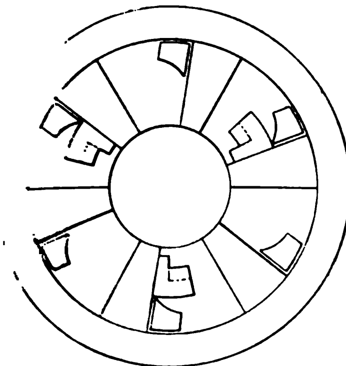


Fig. 459.

… Um das Zerschlagen desselben zu verhüten, wi… …öhnlich etwas (um 0,0127 m) gehoben und dann noch … umgerührt. Die Menge des eingesetzten Quecksilbers … Durchschnitte 10 Procent vom Gewichte des Erzeins… …ammtdauer der Verarbeitung eines Einsatzes beträgt …

Die sogenannten „Chemikalien" werden gewöhnlich gleichzeitig mit dem Erze in die Pfanne eingeführt. Bei manchen Erzen lässt man dieselben vollständig fort. Von den vielen Chemikalien, welche von den Amalgamatoren auf dem Comstock lode zum Theil ohne jegliche Kenntniss ihrer chemischen Wirkung angewendet wurden — z. B. Thee- und Tabaksabguss —, haben sich Kochsalz und Kupfervitriol bewährt und werden auch gegenwärtig noch angewendet. Ihre Wirkung, welche die nämliche ist, wie beim Kröhnke- und beim Patio-Prozesse, ist bereits oben besprochen worden. Ihre Menge hängt von der Beschaffenheit der Erze ab. So schlägt man auf der California Mill bei Virginia City auf jeden Einsatz 6 bis 12 kg Salz und 2 bis 4 kg Kupfervitriol zu. Auf der Consolidated Virginia Mill ebendaselbst schlägt man auf jede t Erz 3 kg Salz und $1^1/_2$ kg Kupfervitriol zu.

Das Eisen, welches zusammen mit dem Quecksilber die Ausscheidung des Silbers aus dem Schwefelsilber bewirkt und aus den

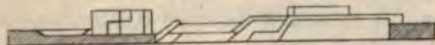


Fig. 460.

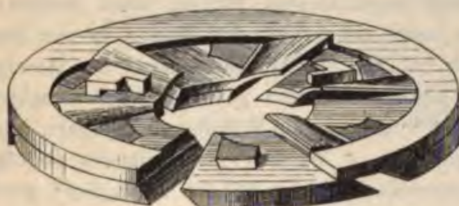


Fig. 461.

Quecksilbersalzen Quecksilber ausfällt, gelangt durch die Abnutzung der Pochstempel, der Schuhe und Mahlbodenstücke sowie der Pfannenwände in das Erzpulver. Nach Egleston[1]) beträgt die Abnutzung an Eisen auf 1 t Erz im Pochwerk $1^1/_2$ bis 3 kg, in der Pfanne $3^1/_2$ bis 5 kg.

Von sonstigen Chemikalien benutzt man wohl Aetzkali, Soda und Pottasche zur Entfernung von Fett aus den Erzen, Cyankalium zum Reinigen des Quecksilbers, Natriumamalgam zur Verhütung der Bildung von zerschlagenem Quecksilber.

Die Amalgamation des Silbers verläuft im Anfange sehr rasch und nimmt dann schnell ab. Nach Versuchen[2]) in den Vereinigten Staaten waren von dem Silbergehalte der Erze nach einstündigem Betriebe der Pfanne bereits 74,66 % des Silbers amalgamirt, am Ende der zweiten

[1]) l. c. p. 386.

[2]) Trans. Am. Inst. Min. Eng. vol. XI p. 104.

Stunde 76,26 %, am Ende der dritten Stunde 77,74 % und am Ende der vierten Stunde 81,04 %. Durch weiteren Betrieb über diese Zeit hinaus wurde kein Silber mehr amalgamirt.

Nach beendigter Amalgamation erfolgt die Entleerung der Pfannen und die Trennung des Amalgams von den Erzen. Ungefähr $^1/_4$ Stunde vor der Entleerung wird die Zahl der Umdrehungen des Läufers in der Minute auf 40 herabgesetzt und die Pfanne wird bis zu ihrem oberen Rande mit Wasser gefüllt.

Man zieht nun entweder den grössten Theil des Amalgams für sich ab und entleert den übrigen Inhalt der Pfanne in den Settler, in welchem der Rest des Amalgams aufgefangen wird, oder man entleert den ganzen Inhalt der Pfanne mit Einschluss des Amalgams direct in den Settler und trennt in dem letzteren das Amalgam von dem Erz. Das Entleeren der Pfanne nimmt gegen $^1/_2$ Stunde in Anspruch. Während desselben lässt man Wasser in die Pfanne nachfliessen.

Soll der grösste Theil des Amalgams direct aus der Pfanne aufgefangen werden, so zieht man dasselbe 10 Minuten nach dem Einführen des Wassers in die Pfanne durch ein an den Boden der letzteren angegossenes Rohr, an welches ein während des Betriebes verschlossen gehaltener Kautschuckschlauch angeschlossen ist, in einen Behälter aus Eisen ab. Alsdann entleert man den Inhalt der Pfanne in den Settler. Auf diese Weise erhält man $^9/_{10}$ von der Gesammtmenge des Amalgams direct aus der Pfanne. Es bleibt stets eine gewisse Menge Amalgam zwischen den Schuhen, den „dies" und an den Wänden der Pfannen hängen, welche bei der alle 14 Tage oder 4 Wochen stattfindenden Reinigung der Pfanne sowie bei der Auswechselung der Schuhe und „dies" gewonnen wird.

Auf der California Mill bei Virginia City erfordern 44 Pfannen eine Bedienungsmannschaft von 28 Mann in 24 Stunden, nämlich 6 Amalgamirmeister, 20 Leute zum Schlammschaufeln und 2 Leute zur Reparatur der Pfannen.

Der Inhalt von je 2 Pfannen wird stets in einen Settler entleert.

Eine Batterie von 5 Stempeln erfordert 2 bis 3 Pfannen.

Die Trennung des Amalgams von den amalgamirten Erzen.

Die vollständige Trennung des Amalgams von den amalgamirten Erzen geschieht in einem mit Rührwerk versehenen Klärbottich, dem sog. „Settler", und ausserdem in manchen Fällen noch in einem zweiten Klärbottich, dem sog. „Agitator".

Der Settler ist ein cylindrischer, mit einem Rührwerk versehener Bottich von 2,43 bis 3,04 m Durchmesser und 0,914 m Höhe. Der Boden desselben ist aus Gusseisen hergestellt, während die Wände gewöhnlich aus Holz bestehen. Das Rührwerk wird in ähnlicher Weise bewegt, wie der Läufer der Pfannen. Dasselbe besteht entweder aus 4 an der Glocke (driver) befestigten, ein Kreuz bildenden Armen aus Eisen, an welchen

Schuhe von der Gestalt einer Pflugschaar aus Holz oder Gusseisen
len oder aus einer an der Glocke befestigten Scheibe aus Eisen,
e mit langen, hölzernen, radial gestellten Schuhen versehen ist. Die
e Einrichtung, welche gegenwärtig am häufigsten angewendet wird,

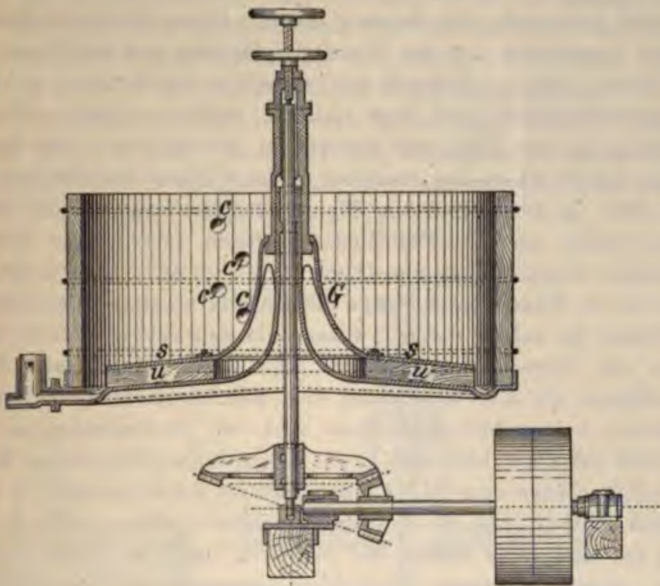


Fig. 462.

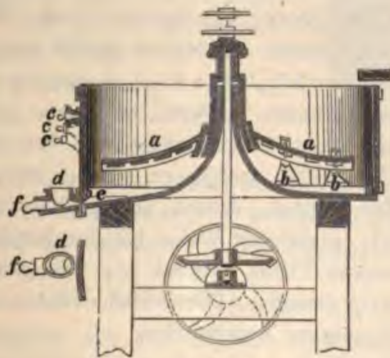


Fig. 463.

s der Figur 462 ersichtlich. Es ist hier s die an der Glocke G be-
e Eisenscheibe, während u die radial gestellten Holzschuhe sind.
tere Einrichtung mit kreuzweise gestellten Armen und Schuhen von
estalt einer Pflugschaar ist aus der Figur 463 ersichtlich. a sind
rme, b die Holzschuhe.

Die Schuhe reichen bis auf den Boden des Settlers und können in der nämlichen Weise wie die Läufer der Pfannen gehoben und gesenkt werden. Der Boden der Settler ist nach der Seitenwand hin geneigt und besitzt an derselben eine Rinne, in welcher sich das flüssige Amalgam ansammelt und aus derselben durch ein Rohr in ein Gefäss ausserhalb des Settlers fliesst. Dieses Gefäss befindet sich entweder unmittelbar an der Wand des Settlers und wird von Zeit zu Zeit entleert, oder es befindet sich unterhalb des Settlers, so dass das Amalgam continuirlich aus dem letzteren ausfliessen kann. Die erstere Einrichtung ist aus Figur 463 ersichtlich. Es ist hier d der Amalgambehälter, aus welchem das Amalgam durch Oeffnen des Pflockes f abgelassen wird. In der Einrichtung Figur 462 fliesst das Amalgam beständig aus dem Settler aus. In verschiedenen Höhen sind in der Seitenwand des Settlers Abzugsöffnungen c (Figur 462 und 463) angebracht, durch welche die im Wasser suspendirten Rückstände abgelassen werden.

Sobald der Inhalt von je 2 Pfannen in den Settler entleert ist, wird derselbe mit Wasser (bis 0,152 m gegen den oberen Rand hin) gefüllt, während die Rührvorrichtung sich mit 10 bis 15 Umdrehungen in der Minute, bei grobkörnigem Erze auch mit 20 Umdrehungen bewegt. Die Schuhe derselben hält man in der ersten halben Stunde des Betriebes gegen 0,203 m über dem Boden und senkt sie dann innerhalb 2 Stunden allmählich so weit, dass sie den Boden nahezu berühren. Durch die Bewegung des Rührwerks werden die leichteren Theile im Wasser suspendirt erhalten, während Amalgam, Quecksilber, unzersetzt gebliebene geschwefelte Erze und feine Eisentheile sich auf dem Boden des Settlers absetzen. Die Zeit des Rührens wird so bemessen, dass der Settler entleert ist, wenn die Amalgamation in den Pfannen beendigt ist, so dass er unmittelbar nach der Entleerung aus den Pfannen von Neuem gefüllt wird. Im Durchschnitte dauert das Umrühren $3\frac{1}{2}$ Stunden, worauf das Entleeren des Settlers erfolgt. Zu diesem Zwecke entfernt man den Verschluss der obersten Abflussöffnung und lässt unter Zufluss von Wasser und unter fortgesetztem Umrühren die Trübe ausfliessen. Dann öffnet man nacheinander den Verschluss der zweiten, dritten und schliesslich der letzten Abflussöffnung und verfährt in gleicher Weise bis der Inhalt des Settlers bis auf die gedachten schweren Theile entfernt ist. Die ganze Dauer der Entleerung beträgt gegen $\frac{1}{2}$ Stunde. Die Settler werden einmal in der Woche einer gründlichen Reinigung unterworfen.

Auf manchen grösseren Werken wird die aus den Settlers austretende Trübe noch in eine besondere Art von Klärbottichen, die sog. „Agitatoren", geleitet, um noch einen Theil von Amalgam, Quecksilber und unzersetzten Erzen aus derselben auszugewinnen.

Dieselben sind cylindrische Bottiche aus Holz von 2,4 [illegible] Durchmesser und 0,76 bis 1,21 m Höhe. Gewöhnlich dient ein[illegible] für 5 bis 6 Settler. Das Rührwerk besteht aus 4 an eine[illegible]

Die Einrichtung einer Clean-up-pan, der sog. Knox-Pfanne, der Figur 465 ersichtlich. Dieselbe hat 1,21 m Durchmesser, beste Gusseisen und hat ein Rührwerk, welches aus eisernen Armen mit befestigten Holzschuhen besteht. Das Rührwerk kann mit Hülfe von rädern gehoben und gesenkt werden.

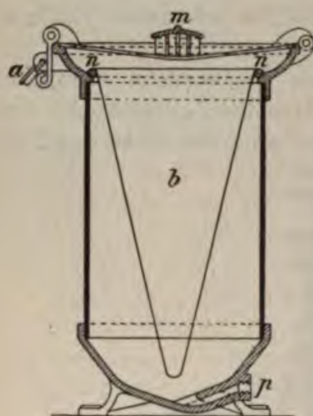


Fig 466.

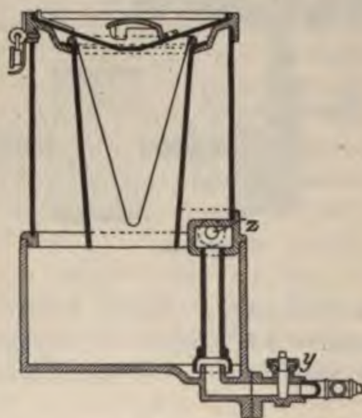


Fig. 467.

Das Amalgam wird in Pfannen durch Zusatz einer gr Menge von Quecksilber fach 1 Th. Quecksilber auf Amalgam) hinreichend flüss macht und unter Zusatz von W längere Zeit (bis 12 Stunde gegen 20 Umdrehungen des werks in der Minute durchge Hierdurch werden die Verur gungen des Amalgams ausgewa und mit dem abfliessenden W entfernt. In manchen Fällen w die ausgewaschenen unzers Erze (Sulfide) besonders auf gen und für sich verarbeitet.

Die Segeltuchbeutel welchen das Abfiltriren des Q silbers vom Amalgam vorgeno wird, werden entweder dire einen eisernen Ring angenäht an Leder befestigt, welches s seits an einen eisernen Ring näht ist. Der Durchmesser Beutel beträgt am Ring 0,2 0,30 m, die Länge 0,6 bis (Das Gewicht des Amalgams, ches sie aufnehmen, geht bis 6(Das Gewicht des Amalgams hin, um den grössten Thei Quecksilbers durch die Pore Segeltuchs durchzudrücken der neueren Zeit hängt ma Beutel, um den Diebstahl von Amalgam zu vermeiden, in Kästen, w durch mit Hängeschloss versehene Deckel verschlossen gehalten werden Einrichtung derartiger Kästen, der sog. Amalgam Safes, ist aus d guren 466 und 467 ersichtlich. Die Figur 466 stellt den am häufigsten wendeten Amalgamkasten dar. Der cylindrische Theil desselben beste Schmiedeeisen, während der Boden und Deckel aus Gusseisen herg

nd. b ist der an dem Eisenring n befestigte Amalgambeutel. Der Deckel des astens wird durch das Hängeschloss a verschlossen. In dem ersteren ist ne Oeffnung m angebracht, durch welche das Amalgam aus dem Abzugs-ihr des Settlers in den Beutel fliesst. Das Amalgam bleibt in einem igigen Zustande in dem Beutel zurück, während das Quecksilber durch en Druck der Flüssigkeitssäule im Beutel durch die Poren desselben urchgepresst wird und sich auf dem Boden ansammelt, von wo es durch ie Oeffnung p in einen Behälter geführt wird, aus welchem es durch eine umpe oder einen Quecksilber-Elevator wieder über die Pfannen gelangt.

Figur 467 stellt einen Kasten dar, aus welchem ein Ueberschuss von uecksilber durch das Rohr z abfliessen kann. Der Abfluss des Queck-ilbers nach dem Sammelbehälter wird durch die Stellung des Hahns y eregelt.

Das Amalgam, welches sich in den Beuteln ansammelt, enthält G.-Th. Quecksilber auf 1 Th. Silber. Durch Pressen lässt sich der uecksilbergehalt auf die Hälfte ($3^1/_2$ G.-Th.) herunterbringen. Das aus-epresste Quecksilber ist in diesem Falle aber stark silberhaltig.

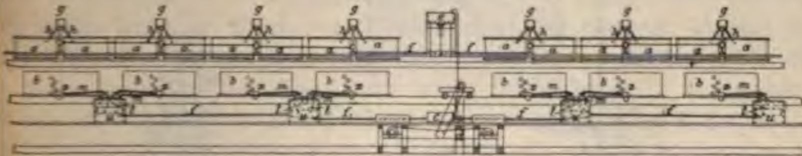


Fig. 468.

Gewöhnlich ist für je 2 Settler ein Amalgamkasten vorhanden und unterhalb derselben aufgestellt. Aus diesen Kästen fliesst das Quecksilber auf den grösseren Werken in einen Sammelbehälter, aus welchem es mit Hülfe von Pumpen oder Elevatoren in einen über den Pfannen angebrachten Sammelbehälter gehoben wird. Aus dem letzteren wird es durch Rohre in kleinere Behälter vertheilt, welche über den Pfannen angebracht sind und deren einer je zwei Pfannen gemeinschaftlich ist. Aus diesen kleineren Behältern lässt man das Quecksilber in die Pfannen fliessen, von wo der Kreislauf desselben von Neuem beginnt.

Einen Begriff über die Art der Circulation des Quecksilbers auf der Consolidated Virginia Mill bei Virginia City in Nevada giebt die Figur 468 (Egleston). Das in Eisenflaschen bezogene frische Quecksilber wird in das tief gelegene Sammelgefäss c gegossen und aus demselbem mit Hülfe der Quecksilberpumpe d in den hochgelegenen Sammelbehälter e gepumpt. Aus diesem Behälter gelangt das Quecksilber durch ein vom Boden desselben herabgehendes, in der Figur nicht sichtbares Rohr in das horizontale Rohr f und aus dem letzteren in die über den Pfannen a angebrachten Behälter g. Für je zwei Pfannen ist ein derartiger Behälter vorhanden und steht durch die geneigten Rohre h mit denselben in Verbindung. Aus

den Pfannen gelangt das Amalgam bzw. Quecksilber in die Settler b sammelt sich in den vor denselben angebrachten Gefässen z an. Aus letzteren fliesst es durch die Rohre m, welche etwas geneigt sind, um Druck des Quecksilbers zu beschränken, in die Amalgamkästen bzw die Segeltuchbeutel t. Das durch dieselben durchgedrückte Quecks sammelt sich in den Kästen u an und fliesst aus denselben durch

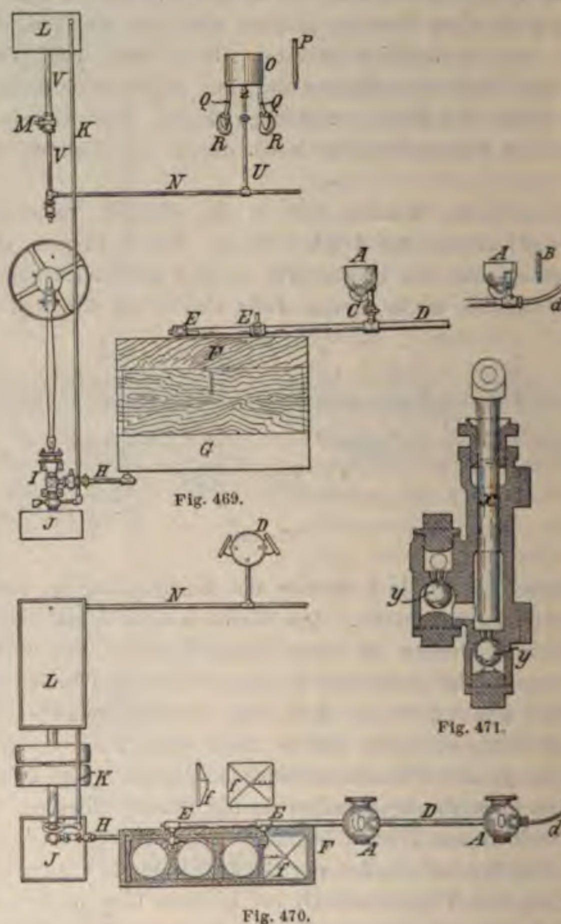


Fig. 469.

Fig. 471.

Fig. 470.

Rohre f in das Gefäss c, aus welchem es in das Gefäss e gepumpt und den dargelegten Kreislauf von Neuem macht.

Das Emporheben des Quecksilbers aus dem tiefsten in höchsten Behälter geschieht entweder mit Hülfe von Pumpen oder Hülfe von Elevatoren. In der neuesten Zeit zieht man die Elevatoren

Die Einrichtung einer Quecksilberpumpe ist aus den Figuren 470 und 471 ersichtlich.

Die Pumpe besitzt einen Plunscher x (Fig. 471) aus Stahl. Die ckung der Stopfbüchse desselben besteht aus Kautschuck, welcher mit chmolzenem Talg durchtränkt ist. Unter dem Kautschuck befindet sich sser als Liderungsmaterial. Die Ventile sind aus Kautschuck hergellt. Durch das Material der Ventile und die hydraulische Liderung des nschers wird das Zerschlagen des Quecksilbers verhütet. Unter der mpe befindet sich ein Kasten J, in welchem etwa wegfliessendes Quecker aufgefangen wird. Das in die Höhe zu pumpende Quecksilber fliesst dem eisernen Kasten G, in welchem sich das durch die Beutel durchrirte Quecksilber ansammelt, durch das Rohr H in die Pumpe. Der nscher der letzteren macht in der Minute 40 Hübe von je 0,127 m. s Quecksilber wird durch das Steigrohr K von 0,019 m Durchmesser in oberen Sammelkasten L gedrückt. Durch das verticale Rohr V 0254 m Durchmesser), welches mit einem Hahn M versehen ist, gelangt Quecksilber in das horizontale Rohr N und aus diesem durch das aufigende Rohr U in den für je 2 Pfannen gemeinsamen Vertheilungsbelter O. Der Quecksilberzufluss in diesen Behälter kann durch Einführen es Holzpflockes P in die Mündung des Rohres U abgeschlossen werden. rch die Rohre Q fliesst das Quecksilber in die Pfannen. A sind die Boden der Settler angebrachten Quecksilbernäpfe. Aus denselben gegt das Amalgam bzw. Quecksilber durch kurze Rohre C in das horintale Rohr D und aus diesem durch kleine drehbare Rohre E auf die in m Holzkasten F aufgehangenen Amalgambeutel. Das abfiltrirte Queckber sammelt sich in dem unter je 4 Beuteln angebrachten eisernen sten G, welcher 1,524 m lang, 0,3048 m tief und 0,457 m weit ist, an d gelangt aus demselben wieder in die Pumpe. Das Rohr d in der rlängerung des Rohres D dient zum Einführen von Wasserdampf in das ztere im Falle einer Reinigung desselben.

Der Quecksilber-Elevator ist ein Becherwerk, welches sich in nem Gehäuse aus Eisen bewegt. Die Becher besitzen eine eigenthümhe, aus Figur 472 ersichtliche Gestalt. Das Quecksilber wird aus dem sseisernen Kasten w, Figur 473 und Figur 474, in den Kasten K aus m nämlichen Materiale gehoben. Aus dem letzteren gelangt es auf die annen.

Das in den Amalgambeuteln verbliebene Amalgam wird in den später besprechenden Gusseisen-Retorten ausgeglüht.

Der Quecksilberverlust beim Washoe-Prozess beträgt $^1/_2$ bis $1^1/_2$ kg f die Tonne Erz. Derselbe ist theils chemischer, theils mechanischer atur.

Auf mechanischem Wege wird er besonders hervorgerufen durch ineralien von hohem Volumgewicht, wie Cerussit, welche das Quecksilber it sich führen, durch wasserhaltige Silicate von Thonerde und Magnesia, elche das Quecksilber einhüllen, durch fettige und schmierige Substanzen, rch Bildung von zerschlagenem Quecksilber beim Pochen, Mahlen und

Waschen, durch Verflüchtigung von Quecksilber. Beim Vorhanden von Schwefelverbindungen des Kupfers und von Bleiglanz in den E sowie beim Zusatz einer zu grossen Menge von Kupfersulfat werden A game gebildet, welche trotz ihres teigigen Zustandes leicht zerschl werden.

Die chemischen Verluste rühren hauptsächlich von der Bildung Schwefelquecksilber beim Vorhandensein von Schwefelsilber in den I

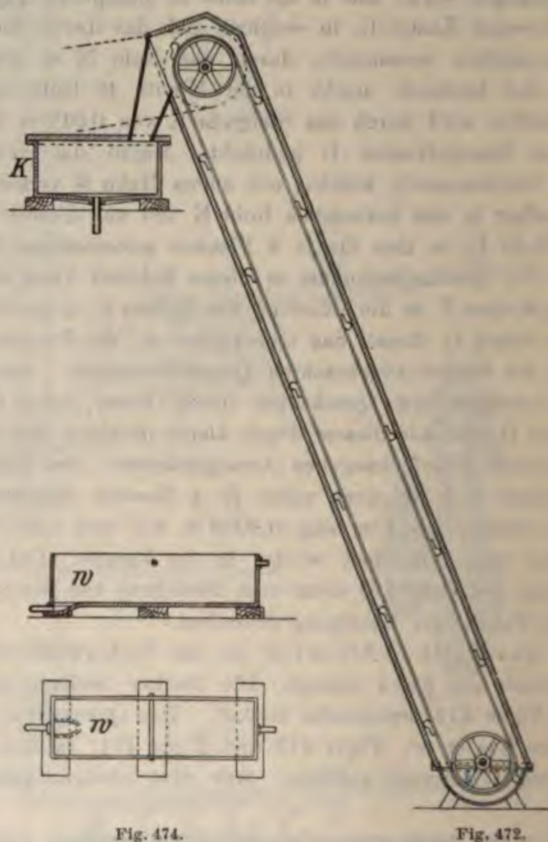


Fig. 473.

Fig. 474. Fig. 472.

her, weniger von der Bildung von Quecksilberchlorür, welches durch l wieder zu Metall reducirt wird.

Das Ausbringen an Silber beim Washoe-Prozess beträgt je der Natur der Erze 70 bis 80 % vom probemässigen Silberge derselben.

Die Behandlung der amalgamirten Erze.

Die aus den Settlern und Agitatoren mit dem Trübestrom tretenden Rückstände, die sog. tailings, enthalten noch gewisse Menge

unzersetzten Erzen, deren Gewinnung häufig lohnend ist. Man fängt die festen Theile daher wohl in grossen Behältern auf und unterwirft dieselben einer Aufbereitung, oder man leitet den Trübestrom direct über Planenheerde (blanket sluices), auf welchen die schwereren Theile aufgefangen und zusammengekehrt werden. Die Planenheerde haben sich bis jetzt als die besten und billigsten Vorrichtungen zum Auffangen der schwereren Erztheile bewährt und stehen besonders in Nevada in Anwendung. Dieselben bestehen aus Holz, sind 0,050 bis 0,076 m hoch, 0,508 m weit und bis 548 m lang mit einer Neigung von 0,15 bis 0,25 m auf je 3,65 m und werden zu 2 bis 3, in einigen Fällen sogar zu 15 bis 20 nebeneinandergelegt. Sie werden mit Planen belegt. Die letzteren können bei nicht langen Heerden leicht entfernt und ausgewaschen werden. Bei längeren Heerden werden sie getheert und dann festgenagelt.

Der durch die Planenheerde geführte Trübestrom setzt auf den Planen die schwereren Erztheilchen ab. Bei kurzen Heerden hebt man die Planen mit den aufgefangenen Erztheilen zeitweise aus den Heerden heraus und wäscht dieselben in Gefässen aus. Bei langen Heerden entfernt man die auf den Planen zurückgebliebenen Erztheile durch Abkehren derselben mit Besen. Dieselben werden in Schlitze gekehrt, durch welche sie in tiefer liegende Gerinne gelangen und dann in Sammelbehälter geführt werden.

Nach Egleston[1]) gelangt auf der Eureka Mill bei Eureka in Nevada die Trübe aus den Agitatoren zuerst in einen Sammelbehälter, aus welchem sie durch eine archimedische Schraube in einen hölzernen Behälter von 3,048 m Länge, 0,3048 m Weite und 0,406 m Tiefe gehoben wird. Von diesem Kasten gehen 6 nebeneinandergelegte Planenheerde von je 365,7 m Länge, 0,508 m Weite und 0,076 m Höhe aus, welche durch Bretter von je 0,012 m Dicke von einander getrennt sind. Die Heerde sind mit je 3,048 m langen getheerten Planen belegt, welche durch Stifte und Klampen an denselben befestigt sind. In Entfernungen von je 60,9 m ist ein 0,076 m weiter Schlitz im Heerdboden angebracht, welcher, so lange der Trübestrom über den Heerd läuft, durch einen Deckel aus Eisenblech geschlossen ist. Dieser Schlitz steht mit einem unter dem Heerde angebrachten Gerinne in Verbindung. Sobald sich eine gewisse Menge Erz auf den Planen angesammelt hat (alle 4 bis 6 Stunden), werden die Deckel abgehoben und die Erze werden mit Besen in die Schlitze bzw. Gerinne gekehrt. Auf der gedachten Vorrichtung erhält man mit Hülfe von 3 Arbeitern täglich 6 t Erze. Die letzteren werden in gleicher Weise behandelt wie die rohen Erze.

Die grossartigste Vorrichtung der gedachten Art sind die von Egleston[2]) beschriebenen Woodworth Sluices bei Dayton in Nevada.

[1]) l. c. p. 449.

[2]) Engineering 1880 vol. 30 p. 395 u. 451. — Metallurgy of Silver, Gold and Mercury. Vol. I p. 450.

Auf denselben werden die Tailings von 25 bis 30 Amalgamiranlagen des Gold Cañon, welche zusammen 262 Pochstempel von je 2 tons täglicher Leistungsfähigkeit besitzen, concentrirt. Die Trübeströme der verschiedenen Werke werden in einem $3^1/_2$ engl. Meilen langen Canal von $0{,}457 \times 0{,}457$ qm Querschnitt angesammelt und durch denselben nach den Woodworth Sluices geführt. Der Trübestrom gelangt zuerst in einen Sammelkasten und aus diesem in einen darunter befindlichen, mit einem Schieber für jeden Planenheerd versehenen Vertheilungskasten, aus welchem die Trübe auf 12 nebeneinandergelegte Planenheerde von je 518 m Länge, 0,486 m Breite und 0,076 m Höhe fliesst. Der Fall der Heerde beträgt 0,0254 m auf je 2,438 m. Die Planen sind auf ihrer unteren Seite getheert und liegen fest auf den Heerden. In Entfernungen von je 45,7 m sind Querschlitze von je 0,076 m Breite und 0,431 m Länge zur Aufnahme der auf den Planen liegengebliebenen Erze angebracht. Die letzteren gelangen

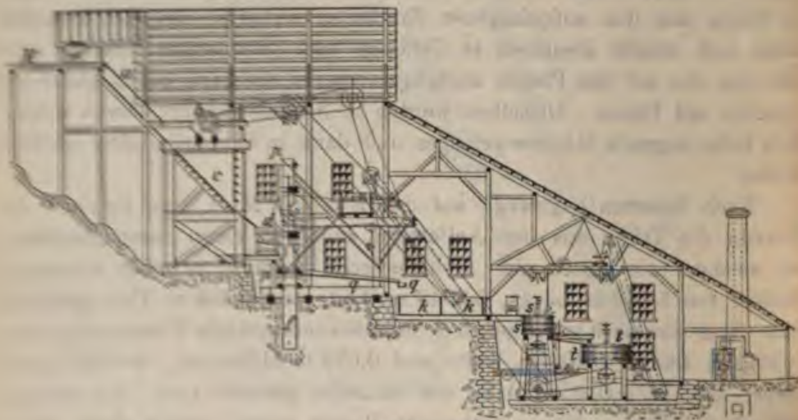


Fig. 475.

aus den Schlitzen in darunter angebrachte Gerinne und aus diesen in Sammelbehälter. An verschiedenen Stellen der Heerde kann frisches Wasser zugeleitet werden. Die oberen Theile der Heerde werden in Zwischenräumen von je 8 Stunden, die unteren Theile in Zwischenräumen von je 12 Stunden abgekehrt. Die Bedienungsmannschaft besteht aus 12 Personen, welche 12stündige Schichten verfahren. Es werden täglich 12 t concentrirte Erze gewonnen. Dieselben werden auf der Woodworth Mill in Horn-Pfannen unter Zusatz von Kochsalz und Kupfervitriol amalgamirt. Das Ausbringen an Silber beträgt 70 % des probemässigen Gehaltes an diesem Metalle.

Wie schon oben erwähnt, sind beim Washoe-Prozess die verschiedenen Apparate, der Reihenfolge des Prozesses entsprechend, terrassenförmig untereinander gestellt. Diese Art der Aufstellung ist aus der Figur 475 zu ersehen.

wird auf der höchsten Stufe H angefahren und auf das a gestürzt. Die gröberen Stücke (über Wallnussgrösse) teinbrecherboden und werden daselbst auf den Steinbrecher b ährend die Stücke unter Wallnussgrösse durch das geneigte en und in den Erzbehälter c gelangen. Auf dem Stein- den die Erze zu Wallnussgrösse zerkleinert und gelangen s in den Erzbehälter c. Aus dem letzteren gelangen die echanische Aufgebevorrichtung d, welche sie selbstthätig in p liefert. Die Pochtrübe fliesst durch die Gerinne q in die welchen sich die Erztheile aus derselben absetzen. Die nen Erztheile (pulp) werden aus den Behältern ausgeschaufelt die Pfannen s gebracht, in welchen die Amalgamation des wird. Nach beendigter Amalgamation lässt man den In- e in die Settler t fliessen, in welchen aus dem mit Wasser brei das Amalgam niedergeschlagen wird. Die Trübe wird eilen in Agitatoren oder auf Planenheerde oder auf Con- rate (Frue vanners) oder direct in die wilde Fluth ab-

ungsfähigkeit, die Zahl der Apparate und der Kraftverbrauch Werke für den Washoe-Prozess ist aus der nachstehenden ung von Egleston[1]) ersichtlich.

	Anlage mit 10 Stempeln und einer Leistungsfähigkeit von 18 bis 20 t in 24 Stunden		Anlage mit 20 Stempeln, Leistungsfähigkeit: 40 t in 24 Stunden		Anlage mit 60 Stempeln, Leistungsfähigkeit: 130—140 t i. 24 St.	
	Zahl der Apparate	Pferdekraft	Zahl der Apparate	Pferdekraft	Zahl der Apparate	Pferdekraft
nbrecher	1	6	1	6	1	5,5
ıfgebevorrich-	2	0	4	0	—	—
75 kg Gewicht ı per Minute	10	12	20	23	60	67,5
524 m Durch-	6	30	12	60	28	112
Durchmesser	3	9	6	18	14	28
	—	—	—	—	3	6
für Reibung	—	7	—	13	—	25
Pferdekräfte:	—	64	—	120	—	244

chinen für Anlagen mit 60 Stempeln werden in Nevada rk gemacht, als die Berechnung ergiebt.

Verbrauch an Wasser beim Washoe-Prozesse anbetrifft, denselben nach Egleston für den Kessel zu $7^1/_2$ gallons[2]) pro

. 443.

n = 4,543 Liter.

Stunde und Pferdekraft, für jeden Stempel zu 72 gallons pro Stunde, für jede Pfanne zu 120 gallons pro Stunde, für jeden Settler zu 60 gallons in der Stunde an.

Wenn das Wasser von den Pochwerken, Pfannen und Settlern in Klärbehältern gesammelt wird, so lässt es sich mit einem ungefähren Verlust von 25 % von Neuem benutzen.

Im Grossen und Ganzen nimmt man den Wasserverbrauch für die t zu behandelnden Erzes zu 2000 bis 2500 gallons = 9086 bis 11 357 l an.

Abänderungen des Washoe-Prozesses.

Der Washoe-Prozess hat in einigen Fällen Abänderungen erfahren. Dieselben bestehen einestheils in einer Vereinigung der Amalgamation mit der Aufbereitung, anderentheils in der Amalgamation der nämlichen Erzmenge nicht in einer einzigen Pfanne, sondern in einer Reihe von Pfannen, welche der Trübestrom nacheinander durchfliesst. Man nennt die erste Art der Amalgamation den „Combination-Process", die zweite Art derselben nach ihrem Erfinder Boss den Boss-Prozess.

Der vereinigte Aufbereitungs- und Amalgamir-Prozess.
(Combination-Prozess).

Dieser Prozess ist mit Vortheil auf solche Erze anwendbar, welche sich nicht direct für den Washoe-Prozess eignen, weil sie Erze (Bleiglanz, Zinkblende, Kupferkies, Schwefelkies) enthalten, welche die directe Amalgamation beeinträchtigen, und andererseits eine vorgängige chlorirende Röstung nicht lohnend erscheinen lassen. Ebenso ist er geeignet für Gold und Silber enthaltende Erze, welche die gedachten Sulfide führen.

Derselbe besteht darin, dass die Erze gepocht und dann einem Verwaschen auf Frue vanners unterworfen werden. Auf diesen Aufbereitungsapparaten werden die gedachten widerspenstigen Erze, die Sulfide, ausgeschieden, während die erfolgenden Tailings nun geeignet für den Washoe-Prozess sind. Man führt dieselben in Klärkästen, in welchen sie von dem Wasser getrennt werden, und amalgamirt sie dann in Pfannen. Sind die Erze goldhaltig, so setzt man zur Amalgamation des Goldes schon im Pochtroge Quecksilber zu und leitet die Pochtrübe zuerst über amalgamirte Kupferplatten, wo das mitgeführte Goldamalgam und noch vorhandenes Freigold zurückgehalten werden, und dann erst auf die Waschapparate (Frue vanners). Mit Hülfe derselben scheidet man die Erze, wie erwähnt, in Sulfide und Tailings, welche letzteren der Amalgamation unterworfen werden.

Die erhaltenen Sulfide (concentrates) lassen sich auf verschiedene Weise (chlorirende Röstung und Amalgamation, Ausziehen des Goldes durch Chlor, Verbleiung etc.) zu Gute machen und werden an geeignete Werke verkauft.

Dieser Prozess ist mit Vortheil auf verschiedenen Werken zur Anwendung gelangt, auf welchen der directe Washoe-Prozess ungünstige Ergebnisse lieferte. Mit besonderem Vortheile steht er für goldhaltige Silbererze auf den Werken der Montana Company Ltd. bei Marysville (Montana) in Anwendung. Er ist ferner eingeführt auf den Werken der Combination Mining and Milling Co. bei Philipsburg (Montana), auf der Lone Pine Mine, der Maginiss Mine in Montana und auf den Werken der Webster Mining and Milling Co. bei Marysvale, Utah. Die Erze dieser letzteren Gesellschaft enthalten 8 % Blei in der Form von Bleiglanz und Carussit. Die auf dem Frue vanner gewonnenen Concentrates enthalten 50 % Blei mit erheblichen Mengen von Gold und Silber und werden an Schmelzwerke verkauft. Man bringt aus den Erzen 85 % vom Werthe der in denselben enthaltenen Edelmetalle aus.

Der Boss-Prozess.

Der Boss-Prozess führt den Erzbrei aus dem Pochwerk zuerst in Pfannen, in welchen er fein gemahlen wird (grinding pans), und dann durch die sämmtlichen Amalgamir-Pfannen und Settler. Hierdurch fällt das Herausholen des Erzbreis aus den Klärbehältern und das Einbringen desselben in die Pfannen durch die Bedienungsmannschaft fort und das Erz wird dadurch, dass es nicht eine einzige, sondern die sämmtlichen Pfannen durchläuft, in eine fortgesetzte innige Berührung mit dem Quecksilber gebracht. Die Pfannen, in welchen das Erz fein gemahlen wird, befinden sich gewöhnlich vor den Pochstempeln. Die Pochtrübe tritt aus dem Pochtrog durch Rohre in die Mahlpfannen, von welchen zwei untereinanderstehen. Je zwei dieser untereinander befindlichen Pfannen dienen für je 10 Pochstempel. Der Erzschlamm fliesst aus der ersten Pfanne durch ein am Boden derselben angebrachtes Rohr in die zweite Pfanne, in welcher das Feinmahlen beendigt wird. Aus der zweiten Mahlpfanne durchfliesst der Erzschlamm nun die sämmtlichen hintereinander aufgestellten Amalgamirpfannen und dann die sämmtlichen hintereinander auf dem nämlichen Niveau wie die Pfannen aufgestellten Settler. Pfannen und Settler stehen in einer Reihe. Zur Bewerkstelligung des Durchfliessens der Trübe ist jede Pfanne mit der nächstfolgenden der Reihe durch ein Ueberflussrohr, welches am oberen Rande der Seitenwand angebracht ist, verbunden. Die letzte Pfanne ist in gleicher Weise mit dem ersten Settler und dieser wieder mit dem folgenden Settler u. s. f. verbunden. Es tritt hiernach der Trübestrom aus den Mahlpfannen in die erste Amalgamirpfanne ein und aus dem letzten Settler aus. Jede Pfanne sowohl wie jeder Settler kann aus dem System ausgeschaltet werden. Die Erztrübe wird im Falle der Ausschaltung eines dieser Apparate mit Hülfe von Dampfdruck durch ein besonderes Rohr in den nächsten im Betriebe stehenden Apparat gedrückt. Das Quecksilber wird in der oben besprochenen Art ohne menschliche Beihülfe vertheilt. Das Amalgam sammelt sich in Be-

hältern, deren einer vor jeder Pfanne und vor jedem Settler angebracht ist, und wird aus denselben in der oben beschriebenen Weise auf die Amalgambeutel abgelassen.

Die allgemeine Einrichtung einer Anlage für den Boss-Prozess ist aus den Figuren 476, 477 und 478 ersichtlich.

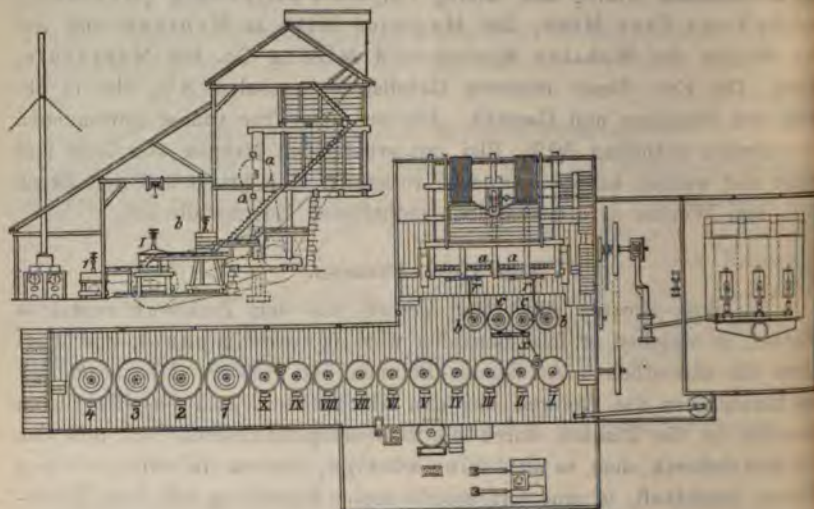


Fig. 476 und 477.

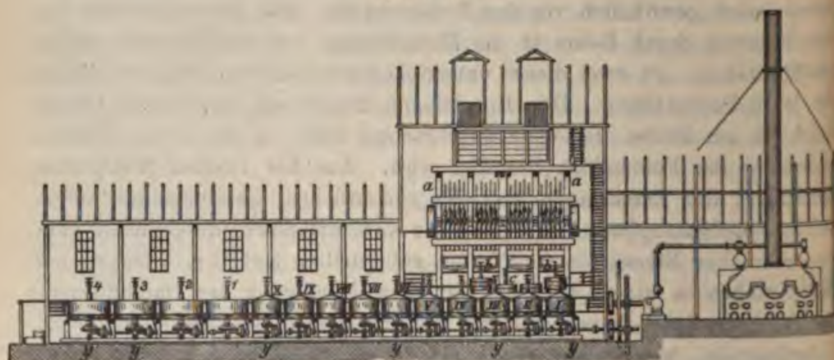


Fig. 478.

Das Erz wird in der schon beschriebenen Art sortirt, vorgebrochen und dann auf das Pochwerk a gebracht, welches 20 Stempel hat. Die Trübe von je 10 Pochstempeln fliesst durch ein Rohr r auf die vor dem betreffenden Pochsatz befindliche Mahlpfanne b und aus der letzteren in die Mahlpfanne c. Die Trübe aus den beiden Mahlpfannen c gelangt nun durch das Rohr x in die erste Amalgamirpfanne I und durchfliesst die sämmtlichen hintereinander aufgestellten Pfannen I bis X. Aus der

fanne X tritt sie in den ersten Settler 1, dann der Reihe nach in die ettler 2, 3 und 4, um dann in die wilde Fluth oder auf Concentrations- rrichtungen zu treten. Die Rührwerke der Pfannen und Settler lassen h durch Klauenkuppelungen aus den Getrieben y ausrücken. Die eizung der Pfannen geschieht durch Einleiten von Wasserdampf in den um unter dem Boden derselben.

Der Boss-Prozess erfordert einen verhältnissmässig dünnen Erzbrei.

Als Vortheile desselben werden im Vergleiche mit der nicht continuir- hen Amalgamation gerühmt: ein geringerer Verbrauch an Arbeit, Wasser, ennstoff und Quecksilber sowie ein höheres Ausbringen an Silber.

In Californien und Mexico soll er gute Ergebnisse geliefert haben. here Mittheilungen hierüber sind dem Verfasser nicht bekannt geworden.

Dass sich der Washoe-Prozess auch sehr gut für Erze eignet, welche diegen Silber und Kerate des Silbers enthalten, ist durch die Er- rungen in Nevada (White Pine) und Utah (Silver Reef) erwiesen.

Im letzten Jahre hat man in Broken Hill in Neu-Süd-Wales e Anlage zur Verarbeitung quarziger und kaolinhaltiger Erze errichtet, lche das Silber in der Form von gediegen Silber, Chlorsilber und Jod- ber führen. Diese Anlage hat besondere Mahlpfannen (grinding pans), welchen das Feinmahlen des gepochten Erzes bewerkstelligt wird, und sondere Amalgamirpfannen. Das Pochwerk hat 60 Stempel. Die Zahl r Mahlpfannen sowohl wie der Amalgamirpfannen beträgt 24. Der rchmesser beider Arten von Pfannen, welche aus Gusseisen hergestellt d, beträgt 1,37 m, die Höhe derselben 1,01 m. Die Läufer der Mahl- nnen sollen 40 Umdrehungen in der Minute machen und die der Amal- mirpfannen 80. Die Zahl der Settler beträgt 12. Dieselben besitzen en gusseisernen Boden und eine Seitenwand aus Schmiedeeisen. Der rchmesser der Settler beträgt 1,52 m, die Höhe 1 m. Das Rührwerk ll in der Minute 14 Umdrehungen machen. Die Hoffnung, mit dieser An- ge bis 200 t Erz täglich verarbeiten zu können, hat sich nicht erfüllt.

3. Die Amalgamation
ter Anwendung von Reagentien nach vorgängiger chloriren- der Röstung der Erze bzw. Hüttenerzeugnisse.

Diese Art der Amalgamation besteht darin, das Silber der Erze durch e Röstung derselben mit Kochsalz in Chlorsilber überzuführen, s dem letzteren das Silber durch Eisen oder Kupfer metallisch aus- scheiden und dann an Quecksilber zu binden. Die chlorirende stung der Erze wird in Flammöfen ausgeführt, während die Aus- eidung des Silbers aus dem Chlorsilber und die Bindung desselben an ecksilber in den Amalgamir-Apparaten bewirkt wird. Als Amal- mirvorrichtungen dienen Fässer, Pfannen und Tinas. Hiernach terscheidet man die Fässer-Amalgamation (auch europäische nalgamation genannt), die Pfannen-Amalgamation (Reese-River-

Prozess) und die Tina-Amalgamation (Francke-Tina-Proz genannt).

Diese Art der Amalgamation ist für viele Arten von Erzen anwe bar, welche sich nicht für die directe Amalgamation und den Was Prozess eignen. Grundsätzlich unterwirft man derselben die zusamm gesetzten Schwefelverbindungen des Silbers, besonders Schw Arsen- und Schwefel-Antimon-Verbindungen desselben, sowie Schwefels enthaltende Erze, welche mit grösseren Mengen von Schwefelmetallen Eisens, Kupfers, Zinks und Bleis gemengt sind. Sobald der Bleigehalt Erze eine gewisse Höhe erreicht, macht er dieselben auch für diese Art Amalgamation ungeeignet.

Während sie in Europa nur noch vereinzelt in Anwendung st wird sie in Amerika auf vielen Werken ausgeführt und hat daselbst in letzten Zeit einen hohen Grad der Vollkommenheit erreicht.

Für die chlorirende Röstung müssen die Erze die Form e feinen Pulvers besitzen und vollkommen trocken sein. Sind diese feucht, so backen sie mit dem Kochsalz bei der Röstung zusammen bilden kleine Klumpen (Klümper), welche eine vollkommene Röstung hindern. Die Erze sind daher grundsätzlich trocken zu pochen. dem Pochen sind sie zu trocknen. (Werden dieselben nass gepo so muss das Trocknen nach dem Pochen geschehen). Durch Steinbrec werden die Stückerze in die für das Trocknen erforderliche Form gebra

Wir haben daher zu unterscheiden:

1. das Trocknen und Zerkleinern der Erze,
2. die chlorirende Röstung der Erze,
3. die Fässer-Amalgamation,
4. die Pfannen-Amalgamation (Reese-River-Prozess),
5. die Tina-Amalgamation (Francke-Tina-Prozess).

Das Trocknen und Zerkleinern der Erze.

Die Regel ist, die Erze erst zu trocknen und dann trocken zu poc Soll die Zerkleinerung der Erze durch Nasspochen bewirkt werden, wi früher wohl geschehen ist, so muss die Trocknung nach dem Poc erfolgen.

Grundsätzlich wendet man gegenwärtig das Trockenpochen und vorgängige Trocknen der Erze an.

Werden die Erze in zerkleinertem Zustande angeliefert, so we sie direct getrocknet, andernfalls werden sie vor dem Trocknen auf St brechern vorgebrochen.

Das Trocknen kann sowohl auf gusseisernen Platten als auch in sonderen Trockenöfen geschehen. Das Trocknen auf gusseisernen Plat unter welchen Feuergase (gewöhnlich die Abhitze der Röstöfen) hinstreic nimmt längere Zeit in Anspruch und ist mit mehr Handarbeit verbu als das Trocknen in besonderen Trockenöfen; dabei wirkt der Erzs

öchst nachtheilig auf die Gesundheit der Arbeiter ein. Seit längerer Zeit 1873) werden daher Trockenvorrichtungen dieser Art nicht mehr eingechtet. Das Trocknen geschieht daher auf allen neueren Werken in rockenöfen. Auf den als mustergültig zu betrachtenden Werken in n Vereinigten Staaten von Nord-Amerika wendet man als Trockenen sowohl horizontal liegende rotirende Cylinder aus Gusseisen als ch Stetefeldt'sche Trockenöfen an.

Die rotirenden Cylinder (Revolving ore Dryer) sind ähnlich einrichtet wie die oben beschriebenen, aus einem rotirenden Cylinder behenden continuirlichen Röstöfen. Sie sind an dem einen Ende weiter an dem anderen Ende. Die üblichen Abmessungen derselben sind: 8 m Länge, 1,11 m Durchmesser an dem weiteren Ende und 0,914 m rchmesser an dem schmaleren Ende. Das Erz wird am schmaleren de aufgegeben und mit Hülfe eines die Gestalt einer Schraube besitzenden senbleches nach dem weiteren Ende vorgerückt, wo es ausgetragen wird. r Ofen hat, wie die in gleicher Weise eingerichteten Röstöfen, an dem iteren Ende eine Rostfeuerung, während sich an dem schmalen Ende der mit der Esse verbundene Fuchs befindet. Das Erz wird ntinuirlich eingetragen und ausgetragen. Es fällt in eine Vertiefung, aus lcher es durch ein Becherwerk noch heiss in die Aufgebevorrichtungen r Pochwerke geschafft wird. In 24 Stunden werden in einem Cylinder bis 40 t Erz getrocknet.

Der Stetefeldt'sche Trockenofen ist ähnlich eingerichtet wie r ältere Röstofen von Hasenclever (S. 58). Er stellt einen Schacht dar, lcher mit abwechselnd parallel liegenden Platten aus Gusseisen von 38° igung ausgesetzt ist. Das am oberen Ende des Schachtes aufgegebene z rutscht in Folge dieser Lage der Platten an der Oberfläche seines türlichen Böschungswinkels allmählich herunter und fällt von der letzten atte, welche aus dem Ofen herausragt, in einen vor dieselbe gestellten hälter. Zur Erzeugung der Hitze ist zur Seite des Ofens eine Rostuerung vorhanden. Die Feuergase werden so geleitet, dass sie die Platten n oben nach unten bestreichen. Sie streichen erst über, dann unter der einzelnen Platte hin, indem sie durch in den schmalen Seitenwänden es Schachtes angebrachte Canäle von oben nach unten gelangen und iehen, nachdem sie die untere Seite der untersten Platte bestrichen aben, durch einen Canal in eine gut ziehende Esse. Die Leitung der euergase in dieser Weise ist erforderlich, damit die heissen Gase uerst mit dem feuchten Erz in Berührung kommen und hierdurch soweit bgekühlt werden, dass die Gusseisenplatten nicht angegriffen werden und ich nicht ziehen, ferner damit die aus dem Erze ausgetriebene Feuchtigeit, welche auf ihrem Wege nach unten mit immer heisseren Erzen in erührung kommt, keine Gelegenheit hat, sich zu condensiren.

Die Einrichtung des Ofens ist aus den Figuren 479 bis 482 ersichtlh. g sind die Aufgebetrichter. a sind die gusseisernen Platten, auf

welchen das Erz herunterrutscht. r ist die Rostfeuerung. h sind Lu canäle. Die Feuergase ziehen in dem Raum x in die Höhe und tre dann über die oberste Gusseisenplatte, von wo sie ihren Weg abw nehmen, um schliesslich durch den Canal k in die Esse zu ziehen. y s Canäle in den schmalen Seitenwänden des Ofens, welche das Herabzie der Gase am Ende der Platten vermitteln. e sind Beobachtungs-

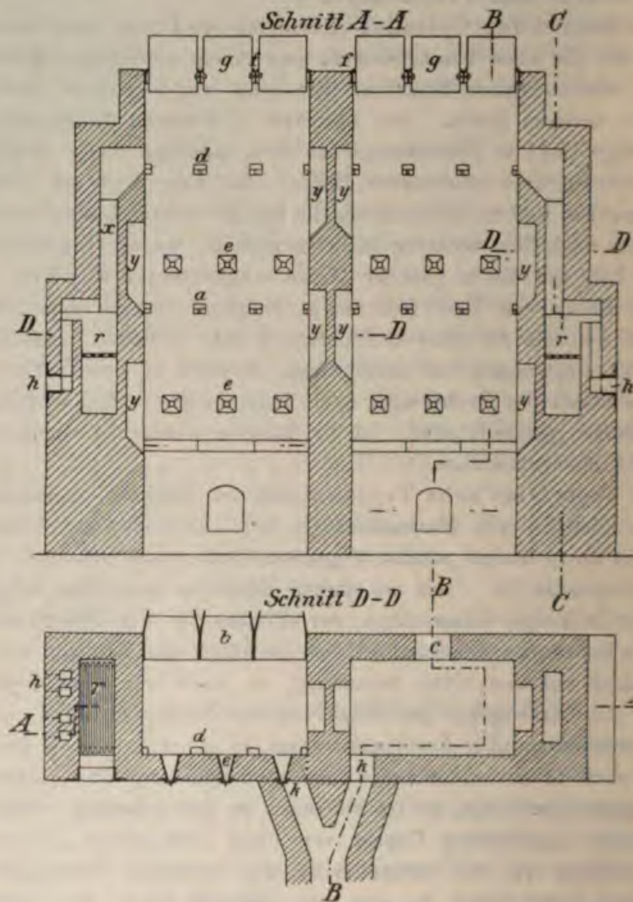


Fig. 479 und 480.

Störöffnungen zum Einführen von Gezähen im Falle von Versetzun Die Höhe des Ofens bis zum Ende des Trichters beträgt 6,4 m. Weite des Ofenschachtes beträgt 2,2 m, die Tiefe desselben 1,2 m.

In diesem Ofen, welchen der Verfasser auf der Lexington bei Butte City, Montana, im Betriebe gesehen hat, werden Erze so als auch Salz getrocknet. In einem Ofen werden in 24 Stunden 1

5 t Erz bzw. 6 bis 8 t Salz getrocknet bei einem Brennstoffaufwand von ·cord Holz. Die Bedienung für einen Ofen beträgt 1 Mann in der Schicht.
Die Zerkleinerung der Erze kann mit Hülfe der verschiedensten ·richtungen (Kollermühlen, Arrastras, Kugelmühlen, Pochwerken) ge·ehen. In den Vereinigten Staaten wendet man grundsätzlich die ·n beschriebenen californischen Pochwerke an. Das getrocknete · wird noch warm durch Arbeiter von den Trockenapparaten in eisernen ·ren nach den oben beschriebenen selbstthätigen Aufgebevorrichtungen · Pochwerke geschafft, aus welchen es in die Pochtröge gelangt. Die ·teren tragen entweder nach einer Seite oder nach zwei Seiten aus. Die

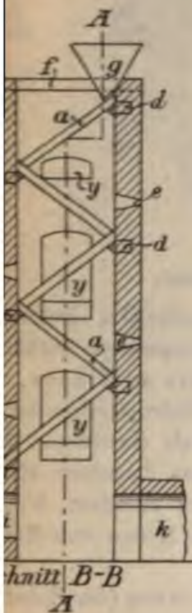


Fig. 481.

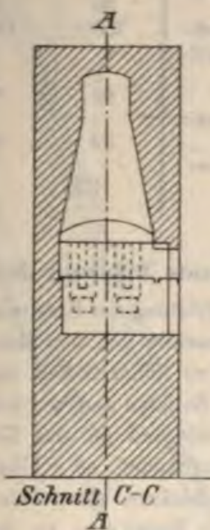


Fig. 482.

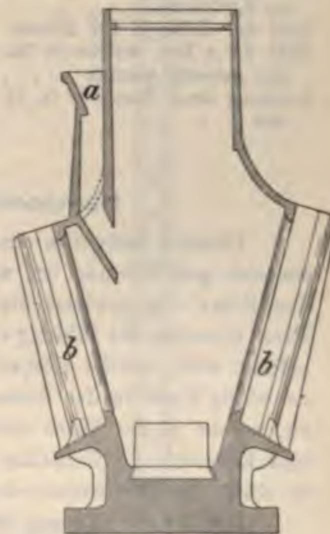


Fig. 483.

·be, durch welche das Austragen bewirkt wird, bestehen aus Messing·htgeflecht. Die Zahl der Maschen beträgt auf den Längenzoll (0,0254 m) · bis 100. Die Einrichtung eines Pochtroges für Trockenpochen · Austragen an beiden langen Seiten ist aus der Figur 483 ersicht·. a ist die Eintrageöffnung. b b sind die Siebrahmen. Das gepochte · gelangt aus dem Pochtroge auf Transportschnecken. Dieselben führen · in einen Raum, aus welchem es durch einen Elevator auf den Aufgebe·hter des Röstofens gehoben wird. Die Einrichtung eines derartigen · Belt-Elevators ist aus den Figuren 484 und 485 ersichtlich. · sind Becher aus Eisenblech, welche an einem Riemen befestigt sind. · Verhütung der Verzettelung von Erztheilchen ist der Elevator mit ·em Gehäuse aus Holz umgeben.

Die näheren Verhältnisse und die Leistung ein[illegible]
in den Vereinigten Staaten von Nord-Amerik[illegible]
stehenden Zusammenstellung von Egleston[1]) ersichtl[illegible]

	White Pine Stanford Mill	[illegible]
Zahl der Pochtröge	6	[illegible]
Austragen an einer oder an zwei Seiten	2	[illegible]
Zahl der Stempel in jedem Pochtrog	5	[illegible]
Gesammtzahl der Stempel	30	[illegible]
Gewicht eines Pochstempels in pounds	750	[illegible]
Fallhöhe in Zoll (amerikan.) (1 Zoll = 0,0254 m)	8	[illegible]
Zahl der Hübe in der Minute	95	[illegible]
Zahl der t Erz, welche in 24 Stunden gepocht werden	52	[illegible]
Leistung eines Stempels in 24 Stunden t	1,73	[illegible]

Die chlorirende Röstung [illegible]

Dieselbe besteht in einer Röstung der [illegible] für eine gute Röstung ist, abgesehen von [illegible] den Erzen, ein gewisser nicht zu hoher Geh[illegible] durch dieselben die Bildung von Sulfaten und [illegible] geführt wird, welche Körper zerlegend auf [illegible] zu wenig Kiese in den Erzen vorhanden, so [illegible] zu, welche in der Hitze Schwefelsäure ent[illegible] und Eisenvitriol. Enthalten die Erze eine [illegible] so röstet man sie zuerst ohne Kochsalz[illegible]

Die für die Röstung erforderliche [illegible] gehalt) schwankt je nach der Natur [illegible] Während man zur Zeit, als die Amalgam[illegible] mit 20 bis 30 % Rohsteingehalt arbeite[illegible] der Vereinigten Staaten von Nord-Amer[illegible] Mangansuperoxyd enthaltende Erze bed[illegible] keines Kiesgehaltes.

Die Menge des für die chlorirende [illegible] hängt hauptsächlich von der Art der [illegible] vorrichtungen und der Art des Arbei[illegible] Zinkblende, Kalkspath, Braunspath, [illegible] bzw. Chlor zur Zersetzung und erhöh[illegible] handen sind, den Kochsalzverbrauch [illegible]

[1]) Egleston, Silver and Gold, I. [illegible]

Körper schwankt der Kochsalzzusatz zwischen 3 und 20 % vom
te der Erze. Bei einem hohen Kiesgehalt der Erze vermindert
n Kochsalzverbrauch dadurch, dass man das Salz erst nach vor-
r oxydirender Röstung bis zu einem gewissen Grade zusetzt.

ie chlorirende Röstung ist stets mit einer oxydirenden
ng verbunden. Durch die letztere werden die Schwefelmetalle in
und Sulfate verwandelt. Die Sulfate setzen sich zum Theil mit dem
trium in Chlormetalle und Natriumsulfat um, zum Theil werden

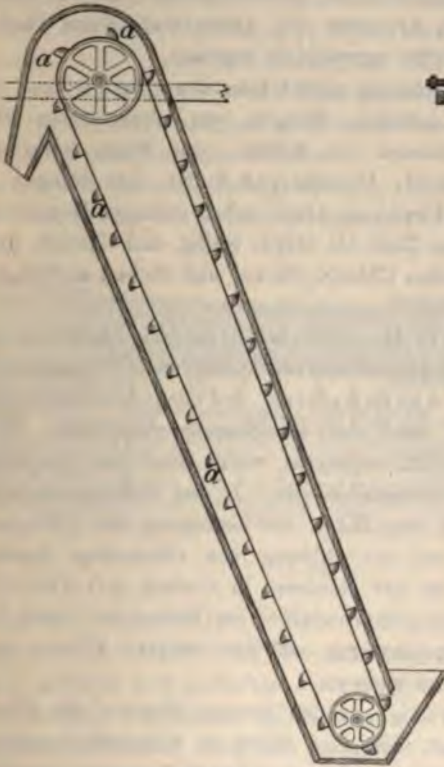


Fig. 484.



Fig. 485.

ch die Hitze in Oxyde bzw. Metalle und dampfförmige Schwefel-
zerlegt. Das Schwefelsäureanhydrid wirkt derartig auf das Chlor-
ein, dass sich unter Bildung von Natriumsulfat Chlor entwickelt.
Schwefelsäureanhydrid mit Wasserdampf zusammen, so entsteht
elsäurehydrat, welches aus dem Chlornatrium unter Bildung von
nsulfat Chlorwasserstoff entbindet.

as freie Chlor verwandelt Schwefelarsen- und Schwefelantimon-
unter Bildung von Chlorschwefel bzw. Chlorarsen und Chlorantimon
rmetalle.

Die Chlorwasserstoffsäure wirkt auf in den Erzen vorhandene oder durch die oxydirende Röstung gebildete Metalloxyde, Sulfate, Arseniate und Antimoniate chlorirend ein, wobei ausser Chlormetallen noch Wasser und Chorschwefel bzw. Chlorarsen, Chlorantimon und Chlor entstehen.

Flüchtige Chloride entstehen durch die Umsetzung von Sulfaten mit Chlornatrium sowie durch die Einwirkung von Chlor und Chlorwasserstoff auf die gedachten Körper. Von denselben geben Eisenchlorid und Kupferchlorid an metallisches Silber, Schwefelmetalle, Arsen- und Antimonmetalle sowie an Sulfate, Arseniate und Antimoniate einen Theil Chlor ab, indem sie selbst in Chlorüre verwandelt werden.

Als Ergebniss der Röstung erhält man den grössten Theil des Silbers als Chorsilber, neben geringen Mengen von unzersetzten Silbererzen, Arseniaten und Antimoniaten des Silbers, das Eisen hauptsächlich als Oxyd, daneben als Chlorid, Chlorür und Sulfat, das Mangan als Oxyd, Sulfat und Chlorid, das Kupfer als Oxyd neben geringen Mengen von Sulfat, Chlorür und Chlorid, das Zink als Oxyd, Sulfat und Chlorid, das Blei als Oxyd, Sulfat und badsisches Chlorid, Nickel und Kobalt als Oxyde, Sulfate, Chloride und Arseniate.

Bei der Röstung in Heerdflammöfen mit festliegender Erhitzungskammer und Handbetrieb unterscheidet man die Perioden des Anfeuerns, des Abschwefelns und das Gutröstens. In der Periode des Anfeuerns wird der Röstprozess eingeleitet. In der Abschwefelungs- oder Oxydationsperiode wirkt man auf die Bildung von Sulfaten aus den Schwefelmetallen hin. In der Gutröstungsperiode führt man durch Verstärkung der Hitze die Zerlegung des Chlornatriums in der gedachten Weise und die Bildung von Chlorsilber herbei. Diese Perioden lassen sich bei der Röstung in Oefen mit rotirender Erhitzungskammer und continuirlichem Betriebe sowie im Stetefeldt-Ofen, wie sie gegenwärtig auf den meisten Werken angewendet werden, nicht mehr scharf trennen.

Auch wird gegenwärtig auf den meisten Werken die Röstung nicht mehr so lange fortgesetzt, bis alles Silber in Chlorsilber verwandelt ist, sondern man zieht das Röstgut schon vor der vollständigen Chlorirung des Silbers aus dem Ofen und überlässt es zu grösseren Massen vereinigt einer langsamen Abkühlung (12 bis 30 Stunden lang), wodurch eine weitere Chlorirung des noch nicht chlorirten Silbers herbeigeführt wird. Dieselbe kann sich bis auf 40 % des Silbergehaltes belaufen.

Von dem Silbergehalte der Erze werden durch die chlorirende Röstung bzw. die Röstung mit Nachchlorirung bis 95 % in Chlorsilber übergeführt.

Die Ausführung der chlorirenden Röstung hat grundsätzlich in Flammöfen zu geschehen. Muffelöfen werden wegen des hohen Brennstoffaufwandes beim Betriebe derselben nur ausnahmsweise angewendet.

Cylinders keinerlei Futter besitzt. An der Cylinderwandu
gusseiserne Rippen heben bei der Drehung des Cylinders
Höhe und lassen es, sobald es seinen natürlichen Böschungs
hat, niederfallen. Zur Erhitzung (bzw. zum Nachchloriren)
besitzt dieser Ofen (ebenso wie der White-Ofen) öfters eine
Z. Die Länge des Ofens macht man zu 7,315 m und zu
Durchmesser desselben zu 1, zu 1,3 und zu 1,5 m. D
quantum in 24 Stunden beträgt, je nach der Grösse der
Art der Erze, bei den kleinsten Oefen 15 bis 20 t (7,315
1 m Durchmesser), bei mittleren Oefen (8,229 m Länge, 1,3 m
20 bis 30 t, bei grossen Oefen (8,229 m Länge und 1,5 m
30 bis 45 t.

Der eigentliche oben beschriebene White-Ofen hat
Abmessungen wie der Howell-Ofen und setzt die nämliche
24 Stunden durch.

Die Menge Erz, welche im Brückner-Ofen geröstet
ist in Folge der intermittirenden Betriebsweise desselben
diejenige Menge, welche in der nämlichen Zeit in dem W
dem Howell-Ofen geröstet werden kann. Auch ist der Bren
in dem Brückner-Ofen grösser als in den beiden gedacht
nach der Natur der Erze werden im Brückner-Ofen i
3 bis 10 t Erz abgeröstet und bis 96 % des Silbergeha
in Chlorsilber übergeführt. Das Kochsalz kann bei dem
erst später zugesetzt werden, während es beim White- un
mit dem Erz zusammen in den Ofen gebracht werden muss
stoffverbrauch beträgt bei dem Brückner-Ofen 900 Pfd. engl.
bei dem Fortschaufelungsofen 600 Pfd., bei den Oefen v
Howell 300 Pfd., bei dem Stetefeldt-Ofen 200 Pfd. Die C
in allen Oefen die gleiche.

Brückner hat später vorgeschlagen, mehrere Cylinder
zu legen, um einen continuirlichen Betrieb seines Ofens zu
Abänderung seines Ofens scheint indess nicht zur Anwe
zu sein.

Von den Oefen mit rotirender Erhitzungskammer
wärtig bei der chlorirenden Röstung der Silbererze wegen
Vorzüge die Oefen von White und Howell grundsätzlich a

Der Stetefeldt-Ofen liefert hinsichtlich der Höhe
des Brennstoffverbrauchs und des Durchsetzquantums gleich
Resultate und steht den letztgedachten Oefen mindestens g

Er steht auf einer grossen Zahl von Werken im We
einigten Staaten in Anwendung. Der Stetefeldt-Ofen
zwei seitlichen Rostfeuerungen versehenen Schacht dar. D
Erz fällt in demselben frei herab, während die Feuergase
Durch eine Oeffnung im obersten Theile des Schachtes gela

mit einem Theile der Erze in einen Abzugscanal, dessen unterer Theil bfalls durch eine Rostfeuerung geheizt wird, und dann in eine Kammer Auffangen des Flugstaubs. Aus der letzteren treten die Feuer- und ase noch in eine Reihe von Flugstaubcanälen, in welchen die noch ıen enthaltenen Erztheile abgesetzt werden, und schliesslich in eine iehende Esse.

Die Einrichtung des Ofens ist aus der Figur 487 ersichtlich.

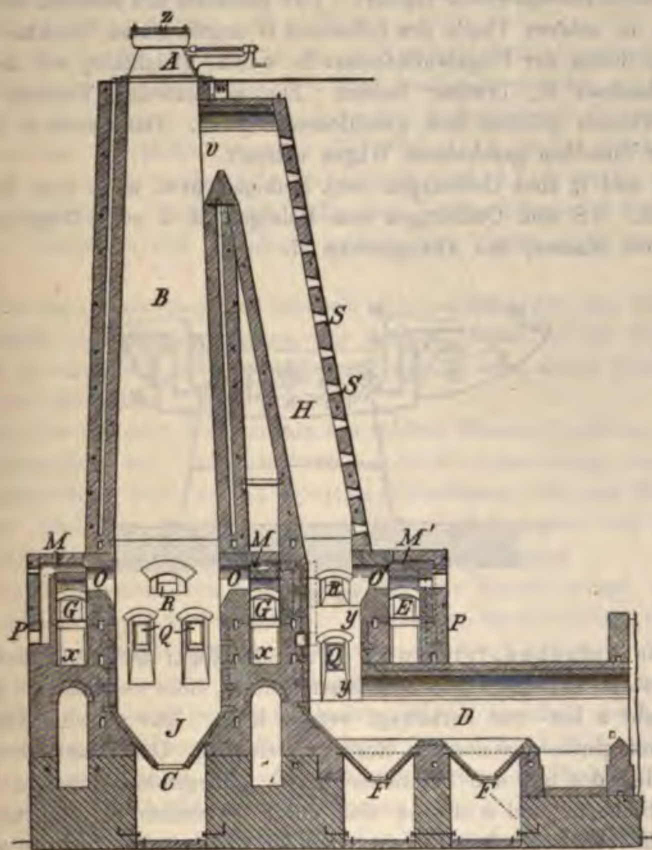


Fig. 487.

B ist der Schacht, in welchen das mit Salz gemengte Erz- mit Hülfe der mechanischen Aufgebevorrichtung z (dieselbe ist in 488 des Näheren erläutert) continuirlich eingeführt wird. Die ıg des Schachtes erfolgt durch 2 Rostfeuerungen G, unter welche rbrennungsluft durch die Aschenfälle x tritt. Die Feuergase treten die Flammlöcher O O in den Schacht. Durch die Canäle M tritt n den Schacht. Dieselbe dient theils zur oxydirenden Röstung,

theils zur vollständigen Verbrennung der bei O austretenden Feuer
Durch eine Oeffnung v im oberen Theile des Schachtes treten die F
gase mit einem Theile des Erzpulvers in den absteigenden Canal H, d
unterer Theil y durch die Rostfeuerung E geheizt wird. Die Feue
der letzteren treten durch die Oeffnung O' ein. Durch den Can
tritt Luft ein. Aus y ziehen die Gase in den Raum D und aus
letzteren durch Flugstaubcanäle in die Esse. Der Zug des Ofens
durch einen Essenschieber regulirt. Das geröstete Erz sammelt sich
in dem im unteren Theile des Schachtes B angebrachten Trichter J,
auf dem Boden der Flugstaubkammer D, welche gleichfalls, wie der B
des Schachtes B, Trichter besitzt. Die sämmtlichen Trichter kö
durch Schieber geöffnet bzw. geschlossen werden. Das geröstete Erz
in unter dieselben geschobene Wagen entleert.

R und Q sind Oeffnungen zum Reinigen bzw. auch zum Einfü
von Luft. S S sind Oeffnungen zum Reinigen (d. i. zum Wegstossen
gesinterten Massen) des Abzugscanals H.

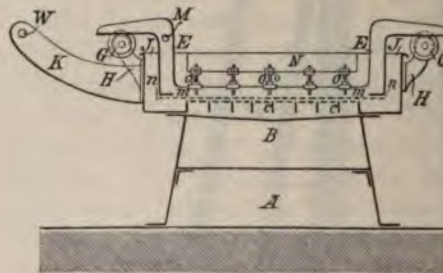


Fig. 488.

Die Aufgebevorrichtung ist aus der Figur 488 ersichtlich.
selbe besteht aus einem gelochten Eisenblech m, über welchem ein Sie
Eisendraht n hin- und herbewegt werden kann. Das gelochte Eisen
m ist auf einem gusseisernen Rost c c befestigt. Das Drahtsieb n
den Boden des auf den Frictionsrollen G aufliegenden Rahmens E.
beiden Siebe m und n lassen sich durch Verstellen der Rollenträg
mit Hülfe von Schrauben sowohl einander nähern als auch von ein
entfernen. Der Siebrahmen E trägt eine Welle M, welche ihrerseit
einer excentrischen, durch Arme K getragenen Welle W verbunde
Durch die Bewegung der letzteren wird der Rahmen E und mit ih
Sieb n in eine hin- und hergehende Bewegung versetzt. o sind a
Seitenwänden des Rahmens befestigte, quer gestellte Eisenbleche, w
in ihrer Höhe durch Schrauben verstellbar, bis nahe auf den Bode
Rahmens hinabreichen und eine gleichmässige Vertheilung des aufgege
Erzes bewirken. Durch die hin- und hergehende Bewegung des
rahmens fällt das Erz auf das untere Sieb c und gelangt durch da

hindurch in den Schachtraum. Die Menge des aufzugebenden Erzes regelt man durch die Zahl der Stösse (20 bis 60 in der Minute) des Siebrahmens, durch den Abstand der beiden Siebe und durch den Abstand der aus Eisenblech bestehenden Vertheiler o von dem Boden des Siebrahmens.

Die Höhe des Ofens schwankt je nach der Natur der Erze und dem beabsichtigten Durchsetzquantum zwischen 9,14 und 14,6 m. Der Horizontalquerschnitt des Schachtes ist quadratisch und hat je nach dem Durchsetzquantum 1,21 bis 1,82 m Seite.

Die Menge Erz, welche in einem Stetefeldt-Ofen abgeröstet werden kann, hängt von der Natur der Erze und besonders von der Art der Beimengungen derselben ab. So wurden nach Egleston auf der auch von dem Verfasser besuchten Ontario Mill in Utah in 24 Stunden 55 t Erz, auf der Northern Belle in Nevada 55 bis 70 t, auf der Lexington Mill in Montana, welche gleichfalls vom Verfasser besucht wurde, bei kiesigen, blendigen und Bleiglanz enthaltenden Erzen 30 t Erz durchgesetzt.

Von dem gerösteten Erz sammelt sich ungefähr die eine Hälfte auf dem Boden des Hauptschachtes, die andere Hälfte in der Flugstaubkammer an und zwar 80 % von dieser Hälfte in dem ersten Trichter auf dem Boden derselben.

Das Erz aus dem Ofen wird in besonderen Räumen (cooling floors) zusammengehäuft und hier mindestens 12 Stunden lang einer langsamen Abkühlung bzw. Nachchlorirung überlassen. In den Flugstaubkammern lässt man das Erz so lange wie möglich liegen, weil auf dem Boden derselben gleichfalls eine Nachchlorirung stattfindet.

Die Chloration des Silbergehaltes des Erzes beträgt, nachdem es hinreichend lange auf dem Kühlflur gelegen hat, 90 bis 95 %. Beispielsweise betrug nach den Angaben des Directors der Lexington Mill bei Butte City in Montana die Chlorirung des Erzes unmittelbar nach dem Niederfallen desselben im Hauptschachte 65 %, nachdem es 2 Stunden auf dem Boden des Hauptschachtes gelegen hatte, 75 bis 80 % des Silbergehaltes, des Erzes in der ersten Flugstaubkammer 72 bis 78 % des Silbergehaltes. Nach 36 bis 48stündigem Liegen auf dem Kühlboden betrug die Chlorirung 92 bis 93 % des Silbergehaltes der Erze. (Die Amalgamation ergab 94 % vom Silbergehalte der Erze.)

Der Salzverbrauch beträgt je nach der Natur der Erze 3 bis 18 % vom Gewichte derselben und ist durch besondere Versuche zu bestimmen. Beispielsweise beläuft er sich auf der Lexington Mill in Montana auf 10 bis 10,5 % vom Gewichte der Erze.

Der Brennstoffverbrauch hängt von der Natur der Erze und dem Durchsetzquantum ab. Im Grossen und Ganzen schwankt er zwischen $1\frac{1}{2}$ und 5 cords Holz in 24 Stunden. Man nimmt nach Egleston an, dass $2\frac{1}{2}$ bis $2\frac{3}{4}$ cords guten und trockenen Holzes erforderlich sind, um

in 24 Stunden 20 bis 25 t Erz zu rösten. Auf der Lexington Mill setzte man zur Zeit der Anwesenheit des Verfassers auf derselben in 24 Stunden in einem Stetefeldt-Ofen 40 t Erz bei einem Brennstoffverbrauch von $2\frac{1}{2}$ bis 3 cords Holz durch.

Die Belegschaft des Ofens beträgt 1 Mann in der Schicht für die Feuerung und Beaufsichtigung der Aufgebevorrichtung, sowie 2 Mann in der Schicht zum Entleeren des Ofens und zum Abkühlen der Erze.

Der Ofen ist für Erze von den verschiedensten Silbergehalten geeignet. So röstet er in Reno Erze von 30 bis 800 Unzen in der t; in Manhattan von 100 Unzen, auf der Lexington Mill von 40 bis 60 Unzen, auf der Ontario Mill von 60 bis 100 Unzen, auf der Northern Belle von 30 bis 100 Unzen Silber per t.

Nach diesen Darlegungen darf der Stetefeldt-Ofen als einer der besten Oefen für die chlorirende Röstung von Silbererzen hingestellt werden und verdient auch in Europa eingeführt zu werden, sobald es sich um die chlorirende Röstung grösserer Mengen von Silbererzen handelt.

Was nun die Auswahl unter den Oefen für die chlorirende Röstung von Silbererzen anbetrifft, so wird man die Krählöfen überhaupt nicht mehr anwenden; bei billigen Arbeitslöhnen, geübten Arbeitern und der Verarbeitung nur geringer Mengen von Erz wird man Fortschaufelungsöfen oder Flammöfen mit mehreren Sohlen, bei hohen Arbeitslöhnen, ungeübten Arbeitern und der Nothwendigkeit der Verarbeitung grosser Mengen von Erz dagegen White- bzw. White-Howell-Oefen oder Stetefeldt-Oefen anwenden.

Die Fässer-Amalgamation.

Die Fässer-Amalgamation wird in horizontal liegenden, rotirenden Fässern ausgeführt. Sie führt auch den Namen der „Europäischen Amalgamation“, weil sie in Europa erfunden und ausgebildet worden ist. Nachdem Born in Wien die chlorirende Röstung der Silbererze eingeführt und dieselbe 1786 in Schemnitz in Ungarn mit der Amalgamation in kupfernen Kesseln (Cazo-Prozess) verbunden hatte, führte Gellert in Freiberg die chlorirende Röstung der Silbererze und die Amalgamation der gerösteten Erze in hölzernen Fässern ein, welche nach dem Vorschlage von Ruprecht eine horizontale Lage erhielten und drehbar gemacht wurden.

Die erste grosse Amalgamiranstalt mit rotirenden Fässern wurde im Jahre 1790 auf der Halsbrücker Hütte bei Freiberg in Betrieb gesetzt und bis zum Jahre 1857 im Betriebe erhalten. Von hier aus verbreitete sich die Fässer-Amalgamation auf viele Hüttenwerke Europas und auch auf einige Hüttenwerke in Amerika. In Europa ist sie durch Schmelzprozesse, Prozesse des nassen Weges im engeren Sinne und durch elektrometallurgische Prozesse, in Amerika durch die Pfannen-Amalgamation ver-

drängt worden. Sie steht daher gegenwärtig nur noch vereinzelt (Arany-Idka in Ungarn) in Anwendung. Man unterwarf derselben nicht nur Erze, sondern auch Hüttenerzeugnisse (Steine, Schwarzkupfer, Speisen)[1]).

Die gerösteten Erze, welche noch einen Ueberschuss von Kochsalz enthalten, werden in den Fässern zuerst eine Zeit lang mit Eisenstücken und Wasser behandelt. Durch das Wasser wird das Kochsalz in Lösung gebracht, welches seinerseits das Chlorsilber auflöst. Aus dieser Lösung wird das Silber durch Eisen ausgefällt. Gleichzeitig wird Eisenchlorid in Eisenchlorür verwandelt. Kupferchlorid wird zu Kupferchlorür reducirt. Es können hiernach Eisenchlorid und Kupferchlorid nicht mehr nachtheilig auf das später zuzusetzende Quecksilber einwirken, welches sie bekanntlich in Quecksilberchlorür verwandeln und dadurch zu Quecksilberverlusten Anlass geben. (Bei kupferhaltigen Hüttenerzeugnissen, welche nach der Röstung immer grössere Mengen von Kupfersalzen enthalten, ersetzt man die Eisenstücke durch Kupferstücke, weil durch das Eisen Kupfer in fein vertheiltem Zustande aus den Kupfersalzen niedergeschlagen und das Kupfer in diesem Zustande vom Quecksilber aufgenommen wird. Grössere Kupferstücke dagegen werden nur wenig vom Quecksilber angegriffen.) Durch das Quecksilber, welches einige Stunden später zugesetzt wird, erfolgt die Amalgamation des Silbers.

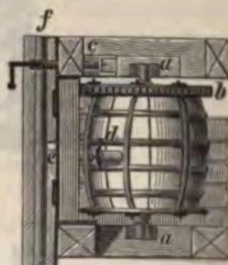


Fig. 489.

Die Einrichtung eines Amalgamirfasses ist aus der Figur 489 ersichtlich. Dasselbe stellt eine horizontal liegende Tonne aus Eichen- oder Tannenholz von 0,9 bis 1,3 m Durchmesser im Bauche und 1 bis 1,5 m Länge dar, welche an jedem Boden eine eiserne Scheibe mit angegossenen Zapfen besitzt. Diese Zapfen liegen in besonderen Lagern, so dass das Fass rotiren kann. Die Rotation wird durch Eingreifen eines Zahnrades in einen um das Fass gelegten Zahnkranz bewirkt. Der grösseren Haltbarkeit halber sowie zum besseren Durchmengen der Massen sind die Tonnen im Bauche mit eingetriebenen, in das Innere derselben hineinragenden Holzpflöcken versehen. Das Füllen und Entleeren des Fasses erfolgt durch einen Spund d, welcher während der Rotation durch Bügel und Schrauben verschlossen gehalten wird.

Die Einrichtung einer Amalgamir-Anlage mit 4 Fässern ist aus den Figuren 490 und 491 ersichtlich. q q sind die Fässer, Quick[illegible] genannt, welche durch die zwischen ihnen befindlichen Stirnräder [illegible] rotirende Bewegung versetzt werden. v sind am unteren Ende mit [illegible] versehene Aufgebetrichter, durch welche die der Amalgamation [illegible] verfenden Körper in die Fässer eingeführt werden. o ist [illegible]

[1]) K. Winkler, Europäische Amalgamation der Silbererze [illegible]

Einführen des Quecksilbers in die Fässer. Dieselbe besitzt für jede T
eine durch einen Pflock verschliessbare Oeffnung, vor welche eine bis
Spundloche des Quickfasses reichende Rinne gesetzt werden kann. n
Rinnen, in welche mit Hülfe der Ablassrohre v und von an dem Sp

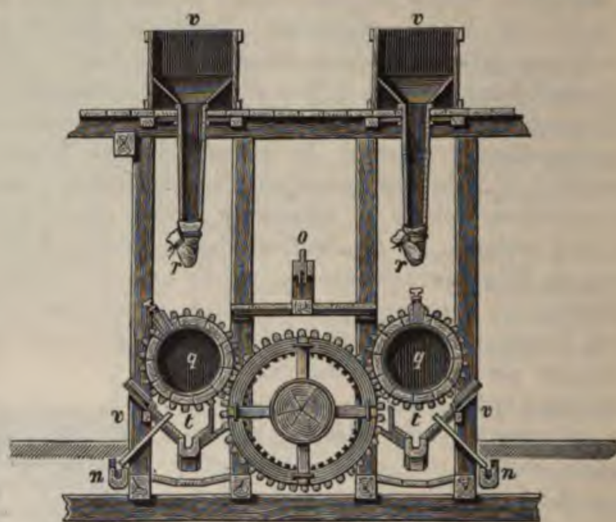
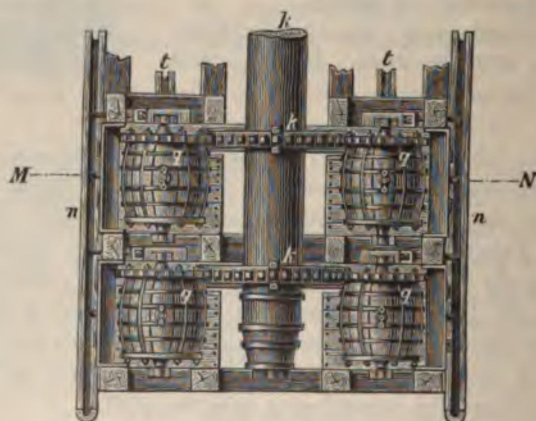


Fig. 490.



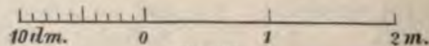


Fig. 491.

loch der Tonnen zu befestigenden Schläuchen das Amalgam aus
Fässern abgelassen werden kann.

In das Fass bringt man 150 kg Wasser, 500 bis 700 kg geröst
Erzmehl und 50 bis 55 kg Eisenstücke von je 18 ccm Grösse und

estalt von Würfeln mit abgerundeten Kanten und Ecken. Dann rückt nan das Fass in das Stirnrad ein und lässt dasselbe bei 10 bis 12 Umrehungen in der Minute 2 Stunden lang rotiren.

Während dieser Zeit tritt, wie dargelegt, die Ausscheidung des ilbers im metallischen Zustande und die Reduction der Chloride des isens und Kupfers zu Chlorüren ein. Die Chlorverbindungen von Kobalt, ickel, Zink und Mangan bleiben unzersetzt.

Die im Fasse befindliche Erzmasse, der sog. Quickbrei, hat in dieser eit die für eine gute Amalgamation erforderliche gleichmässige Beschaffeneit und Honig-Consistenz angenommen.

Man rückt nun (nach Ablauf von 2 Stunden) das Fass aus dem etriebe aus, lässt 150 bis 250 kg Quecksilber in dasselbe einlaufen, rückt s wieder in das Getriebe ein und lässt es 18 bis 20 Stunden lang bei 0 bis 22 Umgängen in der Minute rotiren.

Während dieser Zeit tritt die Amalgamation des ausgeschiedenen ilbers und die Zerlegung von noch unzersetzt gebliebenem Chlorsilber ein. Iierbei entsteht ein galvanischer Strom zwischen Eisen, Quecksilber und em feuchtem Leiter und eine Erhöhung der Temperatur bis 30°.

Zur Absonderung des Amalgams von den Rückständen wird as nur zu $^2/_3$ gefüllte Fass ganz mit Wasser gefüllt und noch 2 Stunden ang bei 8 bis 9 Umläufen in der Minute gedreht. Dann zieht man aus dem punde einen in denselben gesteckten Eisenzapfen heraus und schafft daurch eine Oeffnung für den Austritt des Amalgams. In die letztere führt nan einen Schlauch ein und lässt das Amalgam durch denselben in die öhre v (siehe Zeichnung) und aus dieser in die Rinne n laufen. Durch iese Rinne fliesst es in einen Sammelbehälter, die Amalgamkammer. Nach em Abfliessen des Amalgams öffnet man das ganze Spundloch und lässt ie Rückstände ausfliessen. Dieselben gelangen durch die unter dem Fasse efindliche Rinne in einen Bottich, in welchem sie durch Verwaschen von en letzten Theilen des Amalgams getrennt werden. Aus der nach dem erwaschen verbliebenen Lauge wurde nach dem Klären derselben in ümpfen durch Eindampfen und Krystallisiren Glaubersalz gewonnen.

Das erhaltene Amalgam wird in Schüsseln, Bottichen oder Trögen erwaschen und dann in Zwillichbeutel gebracht, um überschüssiges uecksilber von dem Amalgam zu trennen.

Man hat das Amalgam auch wohl gepresst, hierbei aber ein silberaltiges Quecksilber erhalten. Das in Zwillichbeuteln abfiltrirte Queckilber enthielt nur 0,06 % Silber, während das durch Pressen vom Amalgam etrennte Quecksilber 1,12 % Silber enthielt. Das Freiberger Amalgam, elches sich im oberen Theile der Zwillichbeutel ansammelte, enthielt 0 bis 12 % Silber und 4 bis 6 % Kupfer, Blei und Antimon.

Das Amalgam wird in Röhren aus Gusseisen oder in Glocken ausglüht.

Der Quecksilberverlust bei der Fässer-Amalgamation ist [illegible]

Derselbe beträgt 0,044 bis 0,09 % vom Gewichte des Quecksilbers od auf 100 G.-Th. ausgebrachtes Silber 22 bis 45 G.-Th. Quecksilber.

Der Silberverlust einschliesslich des Verlustes beim Rösten, bei Ausglühen des Amalgams und beim Raffiniren des Silbers beträgt 5 bi 10 % vom Silbergehalte der Erze.

In Freiberg wurden Erze mit 0,09 bis 0,26 % Silber in Menge von je 250 kg mit gegen 10 % Kochsalz in kleinen ungarischen Flamm öfen mit doppelter Sohle 4 bis 5 Stunden lang geröstet. 500 kg Röstg wurden mit 150 kg Wasser, 50 kg Stabeisen und 250 kg Quecksilber i den oben beschriebenen Fässern verquickt. Der Gesammtquecksilberver lust betrug 0,044 % vom Gewichte des Quecksilbers oder auf 100 Th Silber 22 G.-Th. Quecksilber. Der Silberverlust betrug 3 bis $4^1/_2$ %.

Zu Arany-Idka in Ungarn, wo auch gegenwärtig die Fässer Amalgamation noch im Betriebe steht, werden Erze (Jamesonit) mit 0,3 bis 0,45 % Silber, 1 bis 2 % Kupfer, 1,5 bis 3 % Blei, 0,3 bis 0,5 Zink, 10 bis 14 % Antimon und wenig Gold mit 16 % Kochsalz i ungarischen Oefen mit doppeltem Heerd geröstet. 500 bis 700 kg Röstgu werden mit 50 kg Eisen, 150 kg Wasser und 175 kg Quecksilber verquickt Der Quecksilberverlust beträgt 0,09 % vom Gewichte des angewendete Quecksilbers. Das Silber wird bis auf 0,004 % in den Rückständen ge wonnen.

In Amerika wurde die Fässer-Amalgamation nur vereinzelt in Mexico Nevada und Colorado ausgeführt. Auf den Pelican Reduction work bei Georgetown in Colorado wurden bleihaltige Erze mit 0,5 % Silbe und 25 bis 30 % Zink trocken gepocht und in Mengen von 1500 bi 1700 kg im Brückner-Ofen 10 bis 12 Stunden lang geröstet. Nach Ablau dieser Zeit setzte man das Kochsalz (6 bis 10 % vom Erzgewichte) zu und röstete noch 4 bis 6 Stunden. Das Röstgut wurde durchgesiebt. Di Siebgröbe wurde gemahlen und nochmals geröstet. Das Siebfeine wurde in Fässern von 1,2 m Durchmesser und 2 m Länge verquickt. Der Einsatz betrug 1 t Röstgut. Die Menge des zugesetzten Quecksilbers betrug 10 % vom Gewichte des Erzes. Die Dauer des Amalgamationsprozesses betrug 18 Stunden. Die beiden ersten Stunden lief das Fass ohne Quecksilberzusatz um. Der Quecksilberverlust wurde zu $^1/_2$ kg auf die t Erz angegeben, das Silberausbringen zu 90 %.

Amalgamation von Kupferstein[1]).

Die Amalgamation von Kupferstein stand von 1832 bis 1849 auf der Gottesbelohnungshütte bei Hettstädt für die Kupfersteine der Mansfelder Hütten in Anwendung. Dieselbe trat an die Stelle der Entsilberung des Schwarzkupfers durch den Saigerprozess und wurde ihrerseits wieder durch den Augustin'schen Silberextractionsprozess verdrängt.

---

[1]) K. Winkler l. c.

Diese Art der Amalgamation ist dadurch eigenthümlich, dass die lorirung des Silbers zum Theil auf nassem Wege bewirkt wurde.

Der 0,25 % Silber enthaltende Kupferstein wurde gepocht, gemahlen d gesiebt. Das Siebfeine wurde in Mengen von je 150 kg zuerst auf m oberen Heerde des Mansfelder Röstflammofens vorgeröstet und dann f dem unteren Heerde abgeschwefelt. Durch diese Röstung wurde das ber zum grösseren Theile in den Zustand des Metalls, das Kupfer in n des Oxyds übergeführt. Der so geröstete Stein wurde mit Kochsalz-ung (8 % Kochsalz vom Gewichte des Röstgutes) und 12 % Kalk zu em Brei angerührt, welcher gut getrocknet und dann gemahlen wurde. rch diese Operation, das sog. „Einsümpfen", sollte die Verwandlung s Silbers in Chlorsilber eingeleitet werden. Die hierbei entstandenen loride des Kupfers und Eisens sollten durch den Kalk zerlegt bzw. Hydroxyde übergeführt werden.

Der getrocknete, zwischen Walzen zerkleinerte und dann gemahlene ei wurde zur vollständigen Chlorirung des Silbers einer nochmaligen stung in den gedachten Oefen, dem sog. Gaarrösten, unterworfen. Das stgut wurde in Fässern in der nämlichen Weise behandelt wie die Erze. Lauge vom Verquicken benutzte man wegen ihres Kochsalzgehaltes eilweise entstanden durch die gegenseitige Zerlegung von Natriumsulfat d Chlorcalcium) wieder zum Anquicken. Die verwaschenen Rückstände rden in Schachtöfen auf Schwarzkupfer verschmolzen.

Der Silberverlust betrug 11 bis 12 %. Der grösste Theil des nicht gebrachten Silbers blieb im Kupfer zurück.

Die Amalgamation von Schwarzkupfer

nd früher in Ungarn in Anwendung. Auf der Stefanshütte, wo sie ch in der neueren Zeit ausgeführt wurde, ist sie durch die Elektrolyse rdrängt worden.

Zur Zerkleinerung musste das Schwarzkupfer rothglühend gemacht rden. In diesem Zustande wurde es entweder in Granalienform gepocht er, nachdem es bis zum Eintritt der breiigen Consistenz erhitzt war, it hölzernen Hämmern zerrieben.

Das so zerkleinerte Schwarzkupfer wurde gemahlen und gesiebt. as Siebfeine wurde in den gedachten ungarischen Flammöfen mit Koch-lz geröstet. Bei der Röstung wurde das Silber theils direct durch das ochsalz, theils durch Kupferchlorid chlorirt. Das Natrium des Chlor-triums wurde hierbei in Natron verwandelt. Zur Zersetzung basischer lze liess man beim Schlusse der Röstung eine Erhöhung der Temperatur ntreten. Durch Zuschlag von Pyrit und Eisenvitriol liess sich der Prozess schleunigen. Die chemischen Vorgänge waren in diesem Falle die näm-chen wie bei der Röstung von Schwefelmetallen, indem sowohl eine gegen-itige Zerlegung zwischen Sulfaten und Chlornatrium, als auch eine Ent-icklung von Chlor und Chlorwasserstoffsäure aus dem Chlornatrium durch

Das Kochsalz verwandelt das durch die oxydirende Röstung in den ustand des Metalls und des Arseniats bzw. Antimoniats übergeführte ilber in Chlorsilber. Auch werden die in der Röstmasse vorhandenen asisch arsensauren Salze der unedlen Metalle in Chlorverbindungen verandelt, von welchen die höheren Chloride des Eisens und Kupfers wieder hlorirend auf Silber und Silberarseniat bzw. Silberantimoniat einwirken.)er Eisenvitriol beschleunigt die chlorirende Röstung, indem sowohl die chwefelsäure desselben Chlor und Chlorwasserstoffsäure aus dem Kochsalz ntbindet als auch das aus ihm gebildete Eisenchlorid chlorirend auf das ilber einwirkt.

Bei kupferhaltigen Speisen wendet man anstatt der Eisenstücke Kupfertücke oder Kupferkugeln an.

Die Speiseamalgamation stand früher zu Oberschlema in Sachsen nd zu Stefanshütte in Oberungarn in Anwendung.

Zu Oberschlema[1]) wurde die Arsenkobaltspeise zuerst vorgeröstet, obei die entwickelte Arsenige-Säure in Giftfängen aufgefangen wurde.)arauf wurde sie gemahlen und gesiebt. Das Siebfeine wurde mit 8 % ochsalz und 2 % entwässertem Eisenvitriol in Mengen von 200 bis 225 kg Stunden lang gaar geröstet. Das Röstgut wurde durchgesiebt. Das iebfeine wurde der Amalgamation in rotirenden Fässern unter Zusatz von isenstücken unterworfen. Die Siebgröbe wurde gemahlen und unter Zuatz von 2 % Kochsalz und $^1/_2$ % Eisenvitriol nochmals geröstet.

Auf der Stefanshütte wurden 350 bis 450 kg zerkleinerte Antionspeise von der Verarbeitung von Fahlerzen, welche 27 % Cu, 62 % Sb, % Fe, 1 bis 2 % S und 0,20 bis 0,28 % Ag enthielt, im ungarischen lammofen 5 Stunden lang bei niedriger Temperatur geröstet. Das Röstut wurde gerättert, gemahlen und gesiebt. Das Siebfeine wurde in Mengen von 350 kg unter Zusatz von Kalkstein zuerst 5 Stunden lang uf dem oberen Heerde, dann eine gleiche Zeit lang auf dem unteren Heerde des ungarischen Röstflammofens geröstet. Auf dem unteren Heerde urde wiederholt Kohle zur Entfernung des Antimons eingemengt. Das Röstgut wurde nun mit 7 % Kochsalz 4 Stunden lang auf dem unteren Heerde des Flammofens chlorirend geröstet.

Alsdann wurde dasselbe in Einsätzen von 600 kg der Amalgamation n rotirenden Fässern unterworfen. Zuerst wurde es mit 2 % Kochsalz und 50 kg Kupferkugeln unter Zusatz von heisser Kochsalzlösung und etwas Kalkmilch zur Bindung freier Säure 5 Stunden lang im Fass behandelt; darauf erfolgte ein Zusatz von 200 kg Quecksilber und eine weitere 15stündige Behandlung. Die ausgewaschenen kupferhaltigen Rückstände wurden auf Kupferstein verschmolzen. Der Quecksilberverlust wird zu 0,06 % vom Gewichte des Quecksilbers, der Kupferverbrauch zu 0,053 % om Gewichte der rohen Speise, das Silberausbringen zu 97,7 % angegeben.

[1]) Winkler l. c.

chlorirende Röstung der Erze wird grundsätzlich in roti- Cylindern (Brückner, White, Howell) oder im Stetefeldt-Ofen mmen.

Anlagen werden terrassenförmig hergestellt und so einge- dass möglichst wenig Rücktransport statt findet. Die Anordnung

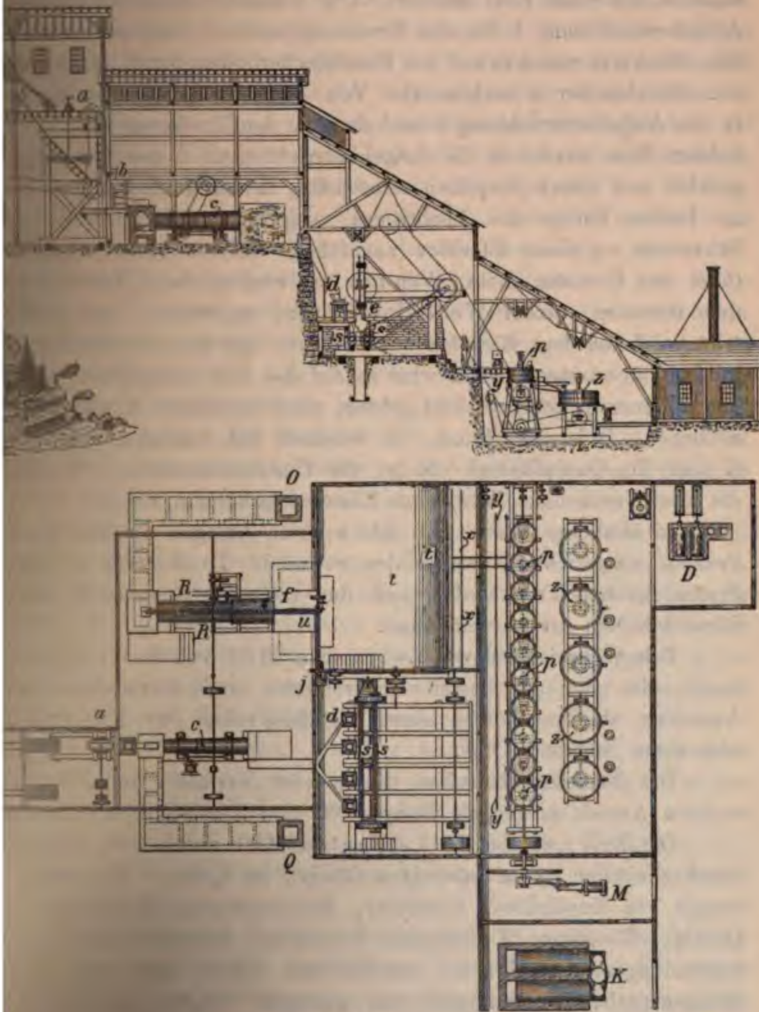


Fig. 492 und 493.

rate in einer der neuesten Anlagen, der im Jahre 1884 in Betrieb n-Mill bei Phillipsburg in Montana, & Chalmers in Chicago erbaut worden ist, 192 und 493. Die nämliche Einrichtung eneral Custer Mill, die Vienna Mill

[illegible] Idaho mit dem Unterschiede, dass die Röstung [illegible] nicht in einem Howell-Ofen, sondern im [illegible] und dass die Atlanta Mill durch Wasserkraft [illegible]

[illegible] einen Aufzug l auf den Boden n geschafft und [illegible] gestürzt. Der Durchfall desselben gelangt auf die [illegible] für den Trockenapparat c, einen rotirenden Cylinder. [illegible] auf den Steinbrecherboden herab und werden durch [illegible] zerkleinert. Von demselben gelangen sie gleichfalls [illegible] b und dann in den Trockenapparat c. Die noch [illegible] in die Aufgebevorrichtungen d des Trockenpochwerks [illegible] dieselben selbstthätig in den Pochtrog geschafft. Das [illegible] des Pochtroges ausgetragene Erzpulver wird durch [illegible] Elevator zugeführt, welcher es in einen Trichter j [illegible] hebt. Von hier aus wird es durch Transportschrauben [illegible] White-Howell-Ofen, zugeführt. Das geröstete Erz [illegible] Röstofen aus und wird auf dem Trockenflur t der Ab- [illegible] Dann wird es auf den Schienengeleisen x und y nach [illegible] gebracht und gelangt nach beendigter Amalgamation in die [illegible] der Raum, in welchem das Amalgam ausgeglüht wird; [illegible] Dampfkessel. M ist die Umtriebsmaschine. Q und O sind [illegible] bzw. zum Röstofen gehörigen Essen.

[illegible] Weise sind alle neueren Anlagen für den Reese-River- [illegible] wobei der rotirende Trockenofen c durch einen [illegible] Trockenofen und der rotirende Röstofen R durch einen [illegible] sein kann.

[illegible] die Lexington Mill bei Butte City in Mon- [illegible] besten eingerichteten und betriebenen Amalgamir- [illegible] einen Stetefeldt'schen Dry Kiln und als Röst- [illegible]

[illegible] dieser vom Verfasser im Jahre 1892 be- [illegible] als Beispiel für den Reese-River-Prozess dienen.

[illegible] die Lexington Mill verarbeitet, finden sich auf [illegible] mächtigen Gängen im Granit. Sie stellen ein Ge- [illegible] Eisenkies, Buntkupfererz, Kupferglanz, Fahlerz [illegible] Zinkblende, Arsenkies, Schwefelantimon und Arsen- [illegible] metallischem Silber und Gold mit Quarz, [illegible] und geringen Mengen von Kalkspath und [illegible] durchschnittliche Gehalt an Silber betrug 1891 [illegible] (0,0886 %), der Goldgehalt 0,58 Unzen per t [illegible] = 0,0018 %).

[illegible] einen Steinbrecher von 0,038 bis 0,05 Schlitz- [illegible] im Stetefeldt'schen Trockenofen von seiner [illegible] das Salz wird im Stetefeldt'schen Ofen ge- [illegible]

knet. In einem derartigen Ofen werden in 24 Stunden 20 t Erz bzw. is 7 t Salz getrocknet. Das Erz wird hierbei so hoch erhitzt, dass es h heiss in das Pochwerk gelangt. Der Trockenofen hat 5 Terrassen 2,1 m Länge und 1,67 m Breite. Man verbraucht 98 cords Holz cord = 128 cbf. englisch) zum Trocknen von 2450 t Erz und 290 t Salz. Winter wird, da das angekaufte Erz Schnee und Eis enthält, gegen % mehr Brennstoff verbraucht als im Sommer. Das Pochwerk hat Stempel, von welchen 50 zum Pochen des Erzes und 10 zum Pochen Salzes dienen. Das Austragen des heiss gepochten Erzes erfolgt an Seiten. Die Siebe an der Fütterseite bestehen aus Messingdraht, auf entgegengesetzten Seite aus Stahlblech. Sie halten 15 bis 40 Tage. f 0,0254 m Länge kommen 24 Löcher. Die Hubhöhe der Stempel rägt durchschnittlich 0,203 m, das Gewicht derselben 1000 Pfund erikanisch. Die Zahl der Hübe in der Minute beträgt 92 bis 95. bling, Däumling und Stempelkopf bestehen aus Gussstahl. Das Pochen besteht aus dichtem, zähem, weissem Gusseisen. Die Pochsohlen tehen aus hartem, zähem Gusseisen. Die Dauer dieser Eisentheile rägt 3 bis 4 Monate. Die Leistung eines Pochstempels in 24 Stunden rägt nach dem Durchschnitte des Jahres 1891 = 1,7 t. Das Salz wird ichfalls heiss gepocht. Die Stempel sind leichter als die Stempel für Erze. Das Austragen des Salzes geschieht durch ein Sieb von) Maschen auf den Quadratzoll (amerikanisch).

Das gepochte Erz wird mit 10 % Salz gemengt und dann im tefeldt-Ofen geröstet. Die wirksame Höhe desselben beträgt 10 m. r Horizontalquerschnitt des Ofens ist quadratisch. Derselbe hat im gsten Theile 1,2 m Seite, im weitesten Theile 1,8 m Seite. In 24 Stunden rden 40 t Erz durchgesetzt bei einem Brennstoffverbrauch von $2\frac{1}{2}$ bis cord Holz. Zur Bedienung des Ofens sind 3 Mann in der Schicht erderlich, davon 2 zur Entfernung des Erzes aus dem Ofen.

Die Chlorirung des Silbers im Erz beträgt im Ofen mindestens %, mit der Nachchlorirung auf dem Kühlboden 93 bis 94 %. Bei der stung werden gegen 20 % des Goldgehaltes verflüchtigt.

Das aus dem Ofen ausgezogene Erz wird auf den Kühlboden geacht, wo es 36 bis 48 Stunden liegen bleibt, um die gedachte Nachlorirung herbeizuführen.

Alsdann wird es in die Amalgamirpfannen gebracht. Die Wände rselben bestehen aus Holz. Der Einsatz einer Pfanne beträgt $1\frac{1}{2}$ t z. Das letztere wird mit Wasser zu einem Brei angerührt, worauf man n Läufer 2 Stunden umgehen lässt. Alsdann folgt ein Quecksilbersatz von 10 % des Erzgewichtes und ein weiteres Umlaufen des Läufers für Dauer von 6 Stunden. Die Masse wird nun in der oben beschriebenen eise mit Wasser verdünnt und in die Settler eingelassen. Aus dem ttler gelangt die Trübe noch in einen Agitator und dann in die wilde uth. Die Zahl der Pfannen beträgt 20, die der Settler 10, die der

Agitatoren I. Das Amalgam wird in der beim Washoe-Prozess beschriebenen Art behandelt.

Die Umtriebsmaschine hat 180 Pferdekraft und verbraucht 9 t Kohlen in 24 Stunden.

Der gesammte Quecksilberverlust beträgt 181 bis 226 g auf die t Erz. Das Ausbringen an Silber beträgt bis 97 %; im Durchschnitte des Jahres 1891 war es 93,3 %. Das Goldausbringen beträgt 60 %. (Das Gold sammelt sich im Silber an.) Die tailings enthielten in den letzten Jahren 1,94 Unzen Silber und 0,16 Unzen Gold. Die Qualität des Amalgams wird durch das Blei sehr verschlechtert. Enthalten die Erze über 5 % Blei, so ist die Amalgamation nicht mehr mit Vortheil auszuführen. Die Production der Lexington Mill im Jahre 1891 belief sich auf 735 000 Unzen Silber und 5767 Unzen Gold.

Die Tina-Amalgamation.

(Francke-Tina-Prozess.)

Die Tina-Amalgamation, welche von dem deutschen Consul Francke in Bolivia eingeführt wurde und daher auch den Namen Francke-Tina-Prozess führt, ist eine Amalgamation der gerösteten Erze in Holzgefässen, sog. Tinas, mit kupfernem Boden, in welchen sich Läufer mit kupfernen Schuhen bewegen. Die Wände derselben sind gleichfalls theilweise mit Kupfer bekleidet. Durch Einleiten von Wasserdampf in die Tinas werden die Massen erwärmt. Dieser Prozess unterscheidet sich von dem Reese-River-Prozess durch die Verwendung von Kupfer anstatt von Eisen und durch den Zusatz von Salz zu dem gerösteten Erze in den Tinas.

Die chemischen Vorgänge sind ähnliche wie bei der Fässer-Amalgamation unter Anwendung von Kupferkugeln und wie beim Cazo-Prozess. Das in den gerösteten Erzen enthaltene Chlorsilber wird in der Kochsalzlauge aufgelöst und durch das Kupfer unter Ausscheidung von metallischem Silber zersetzt. Kupferchlorid und Eisenchlorid werden durch das Kupfer zu Chlorüren reducirt und dadurch für die Zersetzung auf das Quecksilber unschädlich gemacht. Das Kupferchlorür löst sich in der Kochsalzlauge auf und wirkt auf das Silber der noch unzersetzten silberhaltigen Erztheile ähnlich ein wie beim Kröhnke-Prozess bezw. Patio-Prozess. Durch das Quecksilber wird das ausgeschiedene Silber aufgenommen.

Der Francke-Tina-Prozess steht zu Huanchaca und zu Guadalupe bei Potosi in Bolivia für widerspenstige (refractory) zusammengesetzte Schwefelverbindungen des Silbers in Anwendung.

Die Einrichtung der Tinas, wie sie zu Guadalupe bei Potosi angewendet wurde, ist aus den Figuren 494 und 495 ersichtlich[1]).

[1]) [illegible] Engineering 1884 vol. 38.

T ist die Tina. Die Seitenwände derselben bestehen aus Holz, während der Boden a eine 0,076 m starke Kupferplatte bildet. Die Höhe der Tina beträgt 1,52 m. Der Durchmesser schwankt je nach der Grösse der zu verarbeitenden Einsätze zwischen 1,828 und 3,048 m. An der Seitenwand der Tina sind Kupferplatten K angebracht. Dieselben sind gerippt, um mehr Oberfläche zu bieten. In der Tina bewegt sich ein mit kupfernen Schuhen S versehener Läufer L. Derselbe ist mit der Welle w verbunden, welche letztere durch ein Getriebe bewegt werden kann. Mit



Fig. 494.

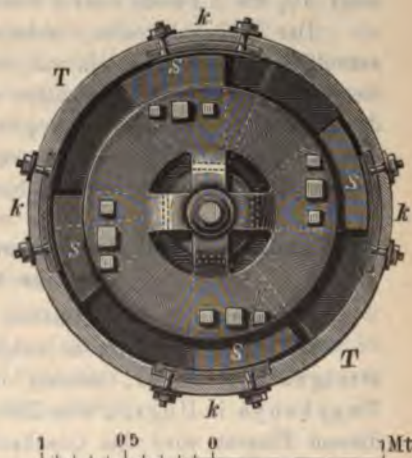


Fig. 495.

Hülfe der Schraube v kann der Läufer höher und niedriger gestellt werden. Am Boden der Tina ist eine verschliessbare Oeffnung y angebracht, durch welche das Amalgam und die Erzrückstände abgelassen werden können.

Das in diesen Tinas zu verarbeitende Erz wird zuerst trocken gepocht und dann in einem kleinen Flammofen mit doppeltem Heerd geröstet. Auf dem oberen Heerde wird das Erz oxydirend geröstet; auf dem unteren Heerde setzt man 8 % Salz zu und röstet chlorirend. In 24 Stunden werden in einem Ofen nur 2 bis 2½ t Erz geröstet.

Agitatoren 1. Das Amalgam wird in der beim Washoe-Proz
Art behandelt.

Die Umtriebsmaschine hat 180 Pferdekraft und verb
in 24 Stunden.

Der gesammte Quecksilberverlust beträgt 181 bis
Erz. Das Ausbringen an Silber beträgt bis 97 %; im
Jahres 1891 war es 93,3 %. Das Goldausbringen bet
Gold sammelt sich im Silber an.) Die tailings enthielt
Jahren 1,94 Unzen Silber und 0,16 Unzen Gold. Die Qua
wird durch das Blei sehr verschlechtert. Enthalten c
Blei, so ist die Amalgamation nicht mehr mit Vor
Die Production der Lexington Mill im Jahre 1891 belie
Unzen Silber und 5767 Unzen Gold.

Die Tina-Amalgamation.

(Francke-Tina-Prozess.)

Die Tina-Amalgamation, welche von dem deutsc
in Bolivia eingeführt wurde und daher auch den Nam
Prozess führt, ist eine Amalgamation der geröstete
fässen, sog. Tinas, mit kupfernem Boden, in w
mit kupfernen Schuhen bewegen. Die Wände de
falls stellenweise mit Kupfer bekleidet. Durch Einleit
in die Tinas werden die Massen erwärmt. Dieser Proz
von dem Reese-River-Prozess durch die Verwendung
des Eisens und durch den Zusatz von Salz zu dem g
Tinas.

Die chemischen Vorgänge sind ähnliche wie bei d
mation unter Anwendung von Kupferkugeln
Prozess. Das in den gerösteten Erzen enthaltene Cl
Kochsalzlauge aufgelöst und durch das Kupfer un
metallischem Silber zersetzt. Kupferchlorid
werden durch das Kupfer zu Chlorüren reducirt
Einwirkung auf das Quecksilber unschädlich gemach
löst sich in der Kochsalzlauge auf und wirkt auf da
zersetzt gebliebenen Erztheile ähnlich ein wie bein
und Patio-Prozess. Durch das Quecksilber wir
Silber amalgamirt.

Der Francke-Tina-Prozess steht zu Huan
lupe bei Potosi in Bolivia für widerspenstige (
gesetzte Schwefelverbindungen des Silbers in Anwen

Die Einrichtung der Tinas, wie sie zu Guadalupe
werden, ist aus den Figuren 494 und 495 ersichtlic

[1]) Edgar Rathbone. Engineering 1884 vol. 38.

Zu Anfang des Betriebes wird die Tina 0,30 m hoch mit Wasser gefüllt; alsdann werden auf je 1 t zu verarbeitendes (noch nicht eingefülltes) Erz 130 bis 160 kg Salz zugefügt. Darauf führt man Wasserdampf ein und lässt den Läufer mit 45 Umdrehungen in der Minute umgehen. Sobald die Lösung siedet (nach $\frac{1}{2}$ Stunde), führt man den gesammten Erzeinsatz, gewöhnlich $2\frac{1}{2}$ t ein. Nach Ablauf einer halben Stunde setzt man die erste Portion Quecksilber zu und lässt je nach Bedarf noch mehrere Zusätze folgen. Gewöhnlich fügt man das Quecksilber in drei gleichen Portionen, deren Grösse von der Natur der Erze abhängt, zu. Die zweite Portion setzt man um die Mitte des 8 bis 12 Stunden dauernden Prozesses und die letzte gegen Ende desselben zu. Bei Erzen mit 200 Unzen Silber per t beträgt die Grösse jedes Quecksilberzusatzes 50 kg, bei Erzen mit 150 bis 175 Unzen Silber per t 30 kg und bei Erzen mit 20 bis 30 Unzen (0,06 bis 0,09 %) per t 20 kg bei einem jedesmaligen Einsatze von $2\frac{1}{2}$ t Erz. Nach Ablauf von 8 bis 12 Stunden ist der Prozess beendigt. Die Tina wird dann in der nämlichen Weise wie die Pfannen entleert. Der Kraftverbrauch der Tina beträgt $2\frac{1}{2}$ bis 3 Pferde oder 1 Pferdekraft für die Behandlung einer t Erz.

Der Francke-Prozess, welcher in der allerneuesten Zeit noch weiter vervollkommnet worden sein soll, ist ein sehr empfehlenswerthes Verfahren. Gegen die Pfannen-Amalgamation steht er insofern im Nachtheile, als bei derselben statt des theuren Kupfers Eisen verzehrt wird. Da der Kupferverbrauch dem Verfasser nicht bekannt ist, so ist es nicht möglich, zwischen beiden Verfahren einen unmittelbaren Vergleich zu ziehen.

Amalgamation mit Anwendung des Quecksilbers in der Form löslicher Verbindungen.

Diese Art der Amalgamation hat sich nicht bewährt.

Die einzige im Grossen ausgeführte Amalgamation dieser Art ist der Designolle-Prozess, welcher in Schemnitz und Ravaspatak bei Nagybanya in Ungarn eine Zeit lang in Anwendung gestanden hat. Bei diesem Prozess wird das Quecksilber erst während des Prozesses selbst durch Ausfällen aus einer Quecksilberchloridlösung vermittelst Eisen hergestellt. Das so gebildete Quecksilber wirkt kräftiger amalgamirend als von Anfang an im metallischen Zustande vorhanden gewesenes Quecksilber. Das Wesen des Prozesses zeigt am besten der nachstehende Versuch: „Uebergiesst man Gold- oder Silberstückchen mit einer Lösung von Quecksilberchlorid und bringt dann metallisches Eisen in Berührung mit den gedachten Metallen, so schlägt sich auf dem Gold bzw. Silber Quecksilber nieder und bildet mit diesen Metallen Amalgame.“

Die Ausführung des Prozesses geschieht wie folgt: Die Erze (falls sie einfache oder zusammengesetzte Schwefelverbindungen des Silbers sind, wie es in Schemnitz und Ravaspatak der Fall ist) werden zuerst mit Kochsalz geröstet und dann in liegenden rotirenden Cylindern aus

chmiedeeisen mit Eisenkugeln und [illegible]
handelt. Das Eisen fällt zuerst Gold aus [illegible]
indungen dieser Metalle und dann aus dem [illegible]
ilber aus, welches letztere das Gold [illegible]
malgamirung setzt man metallisches [illegible]
elches die einzelnen Amalgamtheilchen vereinigt [illegible]
rze spült man dann in Setzer, in welchen [illegible]
ufgefangen wird. Die Trübe leitet man [illegible]
latten, welche in einem stehenden [illegible]
ber einander angebracht sind, und [illegible]

Das Amalgam wird in Zwillich [illegible]
uecksilber getrennt und dann in Röhren [illegible]

Die Regeneration des Quecksilbers [illegible]
ass man das zurückerhaltene Quecksilber [illegible]
it Salpetersäure und dann mit Salzsäure [illegible]

In Schemnitz und Ravaspatak wurden [illegible]
es Silbergehaltes, aber nur 60 % des [illegible]
abei entstanden grosse Verluste an Quecksilber [illegible]
es Quecksilberchlorids unzersetzt blieb und [illegible]
nderer Theil desselben zu Chlorür reducirt [illegible]
ing, und dass schliesslich ein erheblicher [illegible]
urde, welches nicht aufgefangen werden [illegible]

Der Designolle-Prozess dürfte besser [illegible]
östung nicht erforderlich ist, weil bei [illegible]
altiger Geschicke immer ein erheblicher [illegible]

Die Giftigkeit des Quecksilberchlorids [illegible]
erluste haben den Designolle-Prozess [illegible]

Die Apparate desselben hat der Verfasser [illegible]
chemnitzer Hütte gesehen. Im Jahre [illegible]
owohl wie in Ravaspatak nicht mehr [illegible] Designolle
aselbst durch Schmelzprozesse (Verbleiung) [illegible]

Die Abscheidung des Silbers aus dem Amalgam

Das durch Filtriren, in seltenen Fällen auch durch [illegible]
ressen von einem Ueberschusse des Quecksilbers getrennte
em Ausglühen unterworfen. Bei dieser Operation, welche in
efässen ausgeführt wird, verflüchtigt sich das Quecksilber
ondensirt, während das Silber und die unedlen Metalle
erbleiben.

Die Gefässe, in welchen das Ausglühen geschieht, best[illegible]
isen und besitzen die Gestalt von Glocken, von stehen[illegible]
en Cylindern und von Glasretorten.

Am besten von diesen verschiedenen Gefässen haben
en Cylinder bewährt. Dieselben sind daher [illegible]

glühen des Amalgams anzuwenden. Glocken fanden früher in Europa und finden gegenwärtig noch in Mexico und Süd-Amerika Anwendung. Stehende Cylinder finden in Mexico Anwendung, während in den Vereinigten Staaten von Nord-Amerika fast allgemein liegende cylindrische Gefässe aus Gusseisen benutzt werden.

Die Einrichtung der alten mexicanischen Glocken ist aus den Figuren 496 und 497 ersichtlich. g ist ein mit einer Vertiefung h versehenes Gefäss, in welchem Wasser zu- und abfliessen kann. a ist ein kupferner Trichter mit aufgebogenem Rande, welcher in das gedachte Gefäss eingehängt ist; d ist die gusseiserne, gewöhnlich an einer Kette aufgehängte Glocke (capellina) von 0,90 m Höhe und 0,45 m Durchmesser, welche auf den Trichterrand aufgesetzt werden kann. Auf den Trichter ist ein Rost b aufgelegt. Auf demselben wird das Amalgam aufgeschichtet. Dasselbe ist zu Ziegeln gepresst, welche eine solche Gestalt besitzen, dass sich je 6 derselben zu einem Ringe aneinanderlegen lassen. Nachdem das Amalgam aufgeschichtet ist, wird die Glocke niedergelassen und eine kreis-

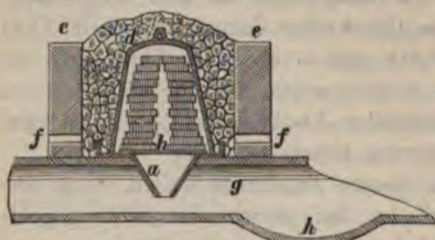


Fig. 496.

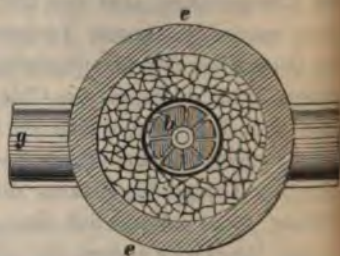


Fig. 497.

förmige Mauer aus Ziegelsteinen um die letztere aufgeführt. In der Mauer werden Luftzuführungscanäle f ausgespart. Darauf wird der gegen 0,20 m breite Zwischenraum zwischen der Glocke und der Mauer mit Holzkohle gefüllt. Die letztere wird angezündet. Nach 15stündigem Feuern ist die Destillation beendigt. Man erhält gegen 200 kg Silber bei einem Aufwand von 250 kg Holzkohlen.

Diese Glocken sind gegenwärtig in Mexico auf den meisten Werken ausser Anwendung gekommen und durch stehende oder liegende Cylinder ersetzt worden.

Die Glocke, wie sie früher in Freiberg in Anwendung stand, wo sie aber auch später durch liegende Cylinder verdrängt wurde, ist aus der Figur 498 ersichtlich. a ist die im Schachte b aufgestellte gusseiserne Glocke. Unter derselben befindet sich ein mit Wasser gefülltes Gefäss d, welches ein zweites kleineres Gefäss e enthält. Auf dem Boden des letzteren ist eine mit der Fussplatte f versehene Stange s aufgestellt, auf welche Teller t zur Aufnahme des Amalgams aufgeschoben werden. Der Raum r zwischen der Glocke und den Seitenwänden des Schachtes wird mit Holzkohlen gefüllt. Das beim Erhitzen der Glocke aus dem Amalgam

getriebene Quecksilber condensirt sich in dem mit Wasser gefüllten fässe, während das Silber auf den Tellern zurückbleibt. Das Gewicht eingesetzten Amalgams betrug 100 bis 200 kg.

Stehende Cylinder werden gegenwärtig vielfach in Mexico zum Auslühen des durch den Patio-Prozess gewonnenen Amalgams benutzt. Es d dies Quecksilberflaschen, aus welchen der Boden ausgebrochen ist. dieselben werden 30 bis 35 kg Amalgam eingestampft. Dieselben werden f oben und unten offene, in eine Eisenplatte eingehängte Cylinder (gleichlls aus Quecksilberflaschen gebildet) gestellt. Um das Amalgam zu verndern, aus den Flaschen herauszufallen, sind zwischen die obere und tere Flasche durchlöcherte Eisenplatten gelegt. Die Flaschen werden aufgestellt, dass die unteren derselben in ein Gefäss mit Wasser tauchen. m Erhitzen der oberen Flaschen destillirt das Quecksilber durch die cher der Bodenplatte und sammelt sich auf dem Boden des mit Wasser füllten Gefässes an. Vor dem Erhitzen werden die Gefässe mit Thon

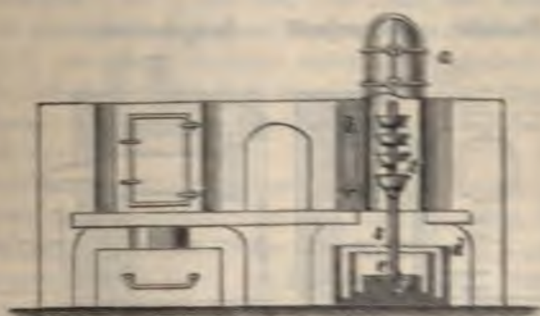


Fig. 498.

erstrichen. Ebenso wird die Eisenplatte, in welcher die unteren Flaschen ingen, mit einer Thonschicht bedeckt. Die Erhitzung der Gefässe gehieht entweder durch Holzkohlen oder durch Flammenfeuerung. Im steren Falle wird eine Ziegelmauer um die Flaschen aufgeführt. Die wischenräume in dem so gebildeten Schacht werden mit Holzkohlen ausfüllt. Im letzteren Falle ist eine stabile Feuerungsanlage vorhanden.

Die Einrichtung eines Amalgamglühofens mit Flammenfeuerung t aus den Figuren 499 und 500 ersichtlich. B ist die Rostfeuerung; c ist s Flammloch, D der Wasserkasten. a sind die oberen Flaschen, d die teren Flaschen; b ist die Eisenplatte, in welche die unteren Flaschen ngehängt sind. Die Decke des Erhitzungsraums wird durch einen abbbaren Deckel gebildet. e ist der Fuchs, vor welchen während des usglühens ein Eisenschirm f gesetzt wird. g ist eine Mauer, welche die orderseite des Ofens bildet und zu Ende der Destillation entfernt wird. ie Destillation ist beendigt, wenn eine unter die unteren Flaschen geltene Holzplatte sich nicht mehr mit Quecksilbertropfen beschlägt.

Die Dauer des Ausglühens beträgt 4 Stunden, der Brennstoffaufwa
100 kg Holz.

Das Silber wird in einem kleinen Flammofen raffinirt und h
dann 990 bis 998 Tausendtheile Feingehalt.

Die Einrichtung des Glühofens mit liegender cylindrisch

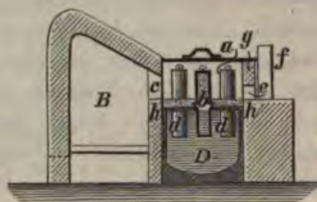


Fig. 499.

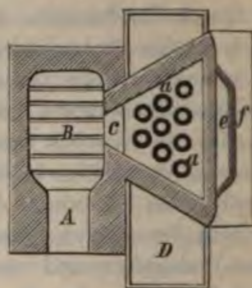


Fig. 500.

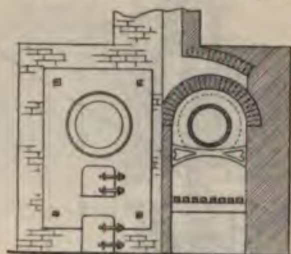


Fig. 501.

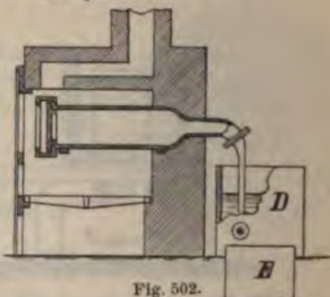


Fig. 502.



Fig. 503.

Retorte, wie er in den Vereinigten Staaten von Nord-Amerika
Anwendung steht, ist aus den Figuren 501, 502 und 503 ersichtlich

Die gusseiserne Retorte hat 0,304 bis 0,355 m Durchmesser i. L. u
1,21 bis 1,52 m Länge. Die Wände besitzen eine Stärke von 44 m
An ihrer Vorderseite wird sie durch eine Gusseisenplatte, welche du
eine besondere Oeffnung eingesetzt wird, verschlossen. An der Hinterse
verjüngt sie sich auf 63 mm D. und ist mit dem Rohre zum Abfüh

der Quecksilberdämpfe verbunden. Das letztere geht durch den mit Wasser gefüllten Kühlkasten D und führt das condensirte Quecksilber in den gleichfalls mit Wasser gefüllten Kasten E. Die Retorte liegt ganz innerhalb des Ofens und ruht mit ihrem hinteren Theile auf dem Mauerwerk des Ofens, mit ihrem vorderen Theile auf einem gusseisernen Träger.

Auf einigen Werken sind auch 2 gusseiserne Träger im Ofen vorhanden. Anstatt derselben verwendet man auch wohl abgenutzte Pochschäfte.

Das Amalgam, welches gewöhnlich 1 Th. Silber auf 5 bis 7 Th. Quecksilber enthält, wird entweder in Tröge aus Eisenblech, welche sich der unteren Wandung der Retorte anschmiegen, eingesetzt, oder direct in die Retorte eingeführt. Zur Vermeidung des Festbackens von Silber muss der Trog bzw. der Boden der Retorte mit Thonbrei überzogen werden. Der Einsatz in die Retorte schwankt je nach der Grösse derselben zwischen $^1/_4$ t und 1 t. Die Zeit des Ausglühens beträgt je nach der Grösse des Einsatzes 5 bis 10 Stunden. Der Brennstoffverbrauch beträgt für je $^1/_2$ t Amalgam $^1/_3$ bis $^1/_5$ cord Holz. Die Hitze wird allmählich bis zur Kirschrotgluth gesteigert. Bei dieser Temperatur wird das Quecksilber bis auf 1 bis $1^1/_2$ % aus dem Amalgam entfernt. Bei höherer Temperatur zieht sich die Retorte und erhält Beulen. Man giebt daher die gedachte Quecksilbermenge verloren. Eine Retorte hält das Ausglühen von 150 bis 300 Einsätzen aus.

Zur Beförderung der Destillation hat man auf einigen Werken ein Vacuum in der Retorte dadurch geschaffen, dass man einen Dampfstrahl in das Vorlagerohr einführt. Wenn man das Ende der Vorlage durch ein Rohr mit dem vorderen Ende der Retorte verbindet, werden auch die letzten Theile des Quecksilbers aus der Retorte entfernt. In diesem Falle macht die zuerst in der Retorte vorhanden gewesene Luft einen beständigen Kreislauf durch Vorlage und Retorte und nimmt auch die letzten Quecksilberdämpfe mit sich in die Vorlage.

Das Silber wird gewöhnlich noch in kleinen Flammöfen raffinirt. Ist es ziemlich rein, so wird es in Tiegeln raffinirt.

3. Die Gewinnung des Silbers durch Ueberführung desselben in die Form wässriger Lösungen.

Diese Art der Silbergewinnung besteht darin, das Silber in Erzen und Hüttenerzeugnissen nach vorgängiger Ueberführung desselben in die Form löslicher Verbindungen in wässrige Lösungen zu bringen, aus denselben mit Hülfe geeigneter Fällungsmittel niederzuschlagen und den Niederschlag auf reines Silber zu verarbeiten.

Die Ueberführung des Silbers in eine lösliche Verbindung geschieht durch Verwandlung desselben in Chlorsilber oder in Silbersulfat. Das Chlorsilber wird durch Kochsalzlauge oder durch Thiosulfatlaugen, das Silbersulfat durch heisses Wasser in Lösung gebracht.

Aus der Lösung des Chlorsilbers in Kochsalzlauge sowie aus der Silbersulfatlösung wird das Silber durch Kupfer als Metall, aus den Thiosulfatlösungen durch Schwefelnatrium oder Schwefelcalcium als Schwefelmetall ausgefällt. Die Niederschläge werden auf trockenem Wege auf reines Silber verarbeitet. In seltenen Fällen wird das Silber aus der Lösung seiner Chlorverbindung als Jodsilber niedergeschlagen.

Die wichtigsten Prozesse, bei welchen das Silber als Chlorsilber in Lösung gebracht wird, sind der Augustin-Prozess, welcher Kochsalzlauge als Lösungsmittel benutzt, der Patera-Prozess, welcher Natriumthiosulfat als Lösungsmittel benutzt, und der Kiss-Prozess, welcher Calciumthiosulfat als Lösungsmittel anwendet. Hierzu gesellt sich als Hülfsprozess noch der Russel-Prozess, welcher das nicht chlorirte Silber, welches als Metall oder Schwefelverbindung in den Erzen zurückgeblieben ist, durch Natriumkupferthiosulfat in Lösung bringt.

Der Prozess, welcher das Silber in Sulfat verwandelt und das letztere durch heisses Wasser in Lösung bringt, ist unter dem Namen des Ziervogel-Prozesses bekannt.

Prozesse, bei welchen das Silber als Chlorsilber in Lösung gebracht wird.

Nur selten (Broken Hill) ist das Silber in den Erzen schon in solcher Vertheilung als Chlorsilber vorhanden, dass es ohne Weiteres durch die gedachten Lösungsmittel ausgelaugt werden kann. Die Regel ist die Ueberführung des Silbers in den Zustand des Chlorsilbers durch eine chlorirende Röstung. Wiederholt ausgeführte Versuche, die Chloration des Silbers auf nassem Wege zu bewirken, haben bis jetzt keine günstigen Ergebnisse geliefert.

Von den Lösungsmitteln für das Chlorsilber haben sich die Thiosulfate des Natriums und Calciums am besten bewährt, da sie eine bei Weitem grössere Lösungsfähigkeit für das Chlorsilber besitzen als die Kochsalzlauge.

Die gedachten Prozesse sind in gewissen Fällen den Schmelzprozessen und der Amalgamation vorzuziehen, nämlich bei Erzen, welche einfache und zusammengesetzte Schwefelverbindungen des Silbers enthalten und zu reich an Blei und Zink sind, um der Amalgamation mit Vortheil unterworfen werden zu können, zu arm an Blei und zu reich an Zink, um vortheilhaft verschmolzen zu werden.

Die Amalgamation erfordert theuerere Anlagen und grössere Betriebskraft als die gedachten Prozesse, hat aber den Vortheil, dass sie rascher verläuft und dass bei nicht vollständiger Chloration des Silbers das als gediegen Silber und das in Schwefelverbindungen vorhandene Silber durch das Quecksilber doch noch in Amalgam übergeführt wird. Wenn nun auch

in der neuesten Zeit durch den Russel-Prozess das nicht chlorirte Silber zum grösseren Theile aus den Erzen ausgezogen werden kann, so ist die Gewinnung des Silbers aus dem Amalgam bei Weitem einfacher als aus dem schwefelkupferhaltigen Schwefelsilberniederschlage, welchen man bei dem Russel-Prozess erhält. Es werden daher die gedachten Prozesse immer nur für solche Erze in Frage kommen können, bei welchen die Amalgamation wegen zu hohen Blei- und Zinkgehaltes derselben keine günstigen Resultate liefert. Bedingung ist aber in diesem Falle ein nicht zu hoher Blei-, Arsen- und Antimongehalt der Erze. Das Blei wird bei der Röstung in Bleisulfat und Chlorblei verwandelt. Beide Körper hüllen Erz theilchen ein und entziehen das Silber derselben der Chlorirung. Antimon bildet gleichfalls leicht Sinterknoten. Ferner bilden Antimon und Arsen bei der Röstung Arseniate und Antimoniate des Silbers, welche schwierig zu chloriren sind und aus welchen das Silber durch Thiosulfate nicht so schnell in Lösung gebracht wird wie das Chlorsilber.

Die Gewinnung des Silbers aus kupferhaltigen Hüttenerzeugnissen (Schwarzkupfer, Kupferstein, Speise) mit Hülfe des Augustin-Prozesses findet gegenwärtig nur noch vereinzelt statt. Dieselbe ist durch den Ziervogel-Prozess, die Schwefelsäurelaugerei und durch die Elektrolyse für immer verdrängt worden.

Der Augustin-Prozess.

Dieser Prozess besteht darin, das Silber in Erzen und Hüttenerzeugnissen durch eine chlorirende Röstung in Chlorsilber zu verwandeln, das Chlorsilber durch eine concentrirte Kochsalzlösung als ein Doppelsalz „Chlornatrium-Chlorsilber“ in Lösung zu bringen und aus der letzteren das Silber durch Kupfer im metallischen Zustande auszufällen. Aus der erhaltenen Chlorkupferlauge lässt sich das Kupfer durch Eisen metallisch niederschlagen.

Die Thatsache, dass Chlorsilber durch concentrirte Kochsalzlauge aufgelöst wird, ist von Wetzlar ermittelt worden. Der Berggeschworene Augustin in Eisleben führte auf Grund derselben in den vierziger Jahren den vorgedachten Prozess, welcher seinen Namen trägt, auf den Mansfelder Hüttenwerken zur Extraction des Silbers aus silberhaltigen Kupfersteinen an Stelle der Amalgamation ein. Auch in Freiberg wurde er zur Extraction des Silbers aus Kupfersteinen eingeführt. An beiden Orten ist er aber schon seit langer Zeit ausser Anwendung gekommen. In Mansfeld wurde er durch den Ziervogel-Prozess, in Freiberg durch die Schwefelsäurelaugerei verdrängt. Zu Kapnik bei Nagybanya in Ungarn steht er noch gegenwärtig für Erze in Anwendung und zwar in Verbindung mit dem Patera-Prozesse. Der nämliche combinirte Prozess ist von dort aus vor Kurzem auch im Altai in Sibirien (Bernaul) eingeführt worden. Zu Tajowa bei Neu-

sohl (Besterzebanya) in Ungarn hat er für silberhaltiges Schw kupfer noch bis 1893 in Anwendung gestanden. In den Vereini Staaten ist er nicht zur dauernden Anwendung gelangt.

1 Th. Chlorsilber löst sich bei gewöhnlicher Temperatur in 6 gesättigter Kochsalzlösung. Nach Versuchen von A. Vogel (Seite 467) lö Liter gesättigter Kochsalzlösung bei gewöhnlicher Temperatur 0,950 g C silber, nach Versuchen von H. C. Hahn und W. M. Curtis bei = 1,27 g Chlorsilber. Durch Chlorcalcium und Chlormagnesium wir Lösungsfähigkeit des Chlornatriums für Chlorsilber bei Weitem übertr Die Lösungsfähigkeit einer concentrirten Kochsalzlösung für Chlor ist für alle Temperaturen bis herab zu 6° C. gleich. Erst unter 6° n sie ab.

Der Augustin'sche Prozess findet wegen der geringen Lösungsf keit der Kochsalzlauge für Chlorsilber für Erze nur noch in Verbin mit dem Patera-Prozess Anwendung. Für Hüttenerzeugnisse wird ma nur ausnahmsweise anwenden.



Fig. 504.

Um mit dem Silber auch das Gold in sung zu bringen, ist von Röszner und Pa mit Chlor gesättigte Kochsalzlösung v schlagen worden, aber nicht dauernd zur An dung gelangt. Am besten ist es, zum Ausz des Goldes eine Nachlaugung mit Natriumt sulfat (Kapnik) oder Calciumthiosulfat zunehmen.

Die Röstung wird in Flammöfen in nämlichen Weise aus geführt, wie sie bei Amalgamation dargelegt worden ist.

Das Auslaugen des Chlorsilbers schieht in Holzbottichen mit Holzrost oder mit einem aus durchlöch Bohlen hergestellten Losboden. Ueber dem Rost bzw. Losboden be sich ein Filter oder eine Filterschicht. Die Einrichtung eines derar Bottichs mit Losboden, wie er früher in Freiberg angewendet wurd aus der Figur 504 ersichtlich. Der Losboden b ruht auf dem Holzkre Derselbe ist aus durchlöcherten Bohlen hergestellt. Ueber demselbe findet sich eine Reisiglage und darüber ein Leinwandfilter. Das le wird durch einen Reifen, welcher dicht an die Wand des Bottich schliesst, festgehalten. Auf das Filter wird die auszulaugende Masse gestürzt. Die Flüssigkeit, welche die Masse durchdringt, fliesst durc Oeffnung d ab.

Ein Auslaugebottich, wie er zu Tajowa in Ungarn zum Ausl von chlorirend geröstetem, silberhaltigem Schwarzkupfer in Anwe stand, ist aus der Figur 505 ersichtlich. Ueber dem falschen Bode findet sich eine 25 mm starke Lage von Birkenreisern und darüber Leinwandfilter. Zur gleichmässigen Vertheilung der Lauge wird nach

ragen des Röstgutes ein durchlöcherter Schwimmer x auf dasselbe gt. Der Bottich, in welchen 130 kg Röstgut eingesetzt werden, ist zwei Abflussröhren v und w versehen. Durch w wird die erste reiche ge, durch v die silberarme Lauge und das Waschwasser abgelassen. er demselben befindet sich eine Bühne y, durch welche etwa ver-elte Lauge in das Gerinne n geleitet wird. Die in das Gerinne n ab-ssene Lauge fliesst durch dasselbe in die Fällbottiche. Die neueren ıgebottiche, wie sie in den Vereinigten Staaten bei der Thiosulfat-

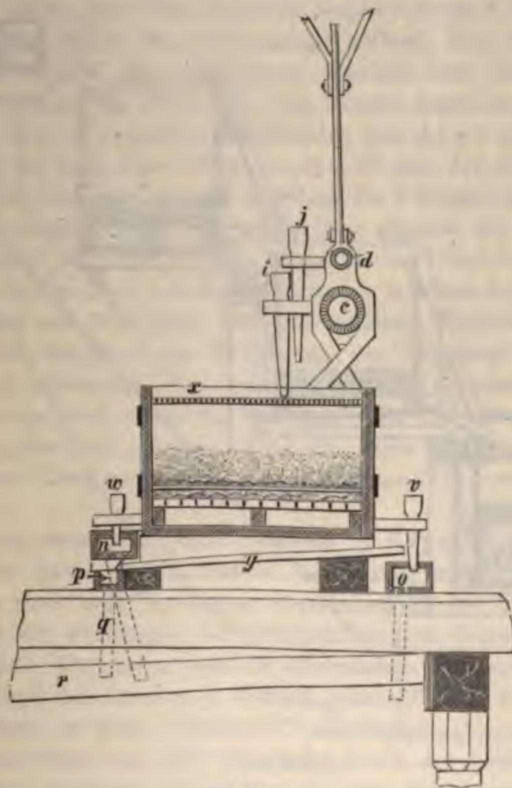


Fig. 505.

erei angewendet werden, sind weiter unten beschrieben. Dieselben bei Weitem grösser und fassen bis 50 t Erz. Ihr Durchmesser ägt 3 bis 4,5 m, ihre Höhe 1 bis 2 m.

Nachdem das ausgesiebte und abgekühlte Röstgut in diese iche, von welchen gewöhnlich eine ganze Reihe neben einander auf einem üst stehen, eingetragen worden ist, lässt man Kochsalzlauge zutreten. elbe befindet sich in einem über den Laugegefässen angebrachten Behälter kann erforderlichen Falles durch directen oder indirecten Dampf er-

hitzt werden. Dieselbe durchdringt das Röstgut, löst das Chlorsilber und tritt am Boden der Bottiche durch Abflussröhren in ein Geri durch welches sie in Klärbehälter geführt wird. Aus den letzteren fl sie in die Fällkästen. Man lässt die Kochsalzlauge so lange durch Röstgut durchfliessen, bis sich ein blankes Kupferblech nach $^1/_4$stündi Liegen nicht mehr mit einer bläulichen Silberschicht beschlägt. I laugt man die Rückstände mit heissem Wasser aus und schlägt schliesslich aus den Bottichen aus.

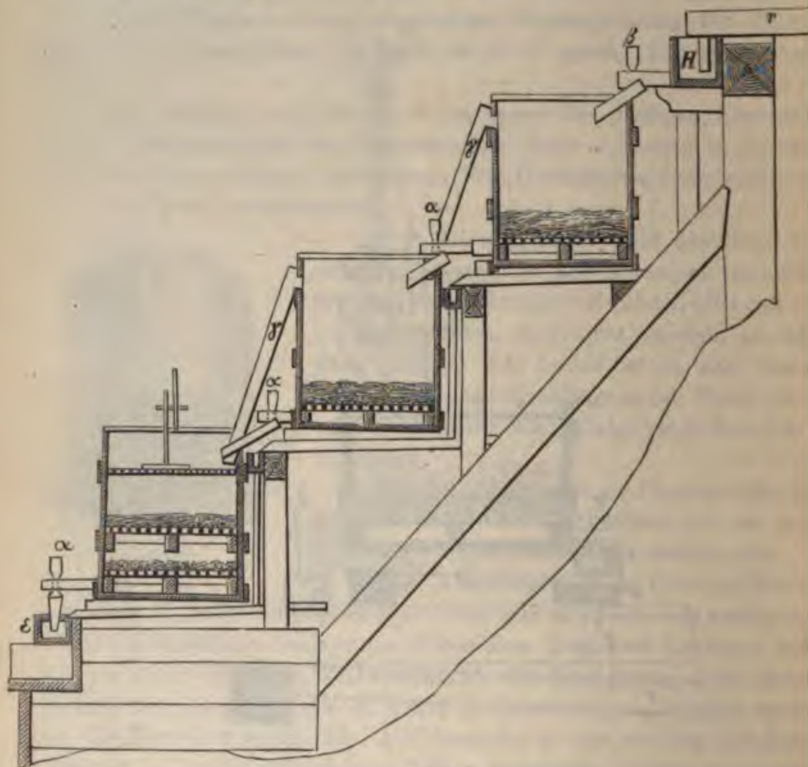


Fig. 506.

Die **Fällbottiche** sind ähnlich eingerichtet wie die Laugebott Gewöhnlich sind mehrere derselben unter einander angebracht, so das Lauge mehrere Fällbottiche durchfliesst. Das **Kupfer** wendet ma besten in **Granalienform** an. In den obersten Fällbottich legt ma feinsten Granalien, in die unteren Bottiche gröbere Granalien.

Die Einrichtung einer aus drei Bottichen bestehenden **vorrichtung** ist aus Figur 506 ersichtlich. Die Lauge fliesst das Gerinne H in den obersten Fällbottich, gelangt durch einen am Boden desselben in den zweiten und aus diesem in

dritten Fällbottich. Die einzelnen Bottiche sind auch noch durch Ueberfalllutten γ mit einander verbunden. Die Kupfergranalien ruhen auf Losböden aus Holz. Der unterste Fällbottich besitzt zwei Losböden. Die entsilberte Lauge fliesst aus dem untersten Bottich in einen mit Eisenabfällen gefüllten Kasten zur Ausfällung des Kupfers ab. Die Menge der in den drei Fällbottichen enthaltenen Kupfergranalien beträgt 100 kg. Anstatt reiner Kupfergranalien kann man auch Granalien von silberhaltigem Schwarzkupfer verwenden, deren Silbergehalt in diesem Falle ausgewonnen wird.

Beim Ausfällen des Silbers durch das Kupfer entsteht Kupferchlorür, welches Salz sich in der Chlornatriumlauge auflöst. Bei zu langem Verweilen der Lauge in den Fällgefässen scheidet sich Kupferoxychlorid us und verunreinigt das Fällsilber. Das letztere lagert sich in einer filzigen, aus kleinen Krystallen bestehenden Schicht auf dem Kupfer ab. t die Lauge zu heiss (über 70°), so scheidet sich das Silber in so fein rtheiltem und dichtem Zustande ab, dass die Filtration erschwert wird. is niedergeschlagene Silber, Cementsilber genannt, ist durch basische lze von Kupfer und Eisen sowie häufig durch Chlorblei verunreinigt. wird von Zeit zu Zeit vom Kupfer entfernt, in einem Siebe zuerst mit issem Wasser zur Entfernung der löslichen Salze (Chlorblei), dann auch hl noch mit Salzsäure zur Entfernung der basischen Salze ausgeaschen und schliesslich in Graphittiegeln eingeschmolzen.

Die Lauge wird, nachdem das Kupfer aus derselben ausgefällt ist, e Zeit lang der Luft ausgesetzt, um das Eisen als basisches Salz ausscheiden, und dann von Neuem zum Auslaugen des Chlorsilbers nutzt.

Für Erze steht der Augustin-Prozess zu Kapnik bei Nagybanya Ungarn in Anwendung, jedoch in Verbindung mit dem Patera-Pross, indem man dem Auslaugen der chlorirend gerösteten Erze mit chsalzlauge ein Nachlaugen mit Natriumthiosulfat folgen lässt. Durch s letztere Salz wird ausser dem im Rückstande verbliebenen Chlorsilber r grösste Theil des Goldes in Lösung gebracht. Der nämliche Prozess rd gegenwärtig im Altai (Bernaul) ausgeführt.

Man verarbeitete zur Zeit der Anwesenheit des Verfassers in Kapk Kiesschliche und sog. Sortirerze nach dem gedachten Verfahren. In n Kiesschlichen findet sich das Gold gediegen, das Silber an Schwefel bunden. Sie enthalten 16 bis 30% Zinkblende, $1\frac{1}{2}$% Kupfer, 2 bis % Blei sowie 35 bis 50 g güldisches Silber in 100 kg, mit 8 bis 10 g ld in 1 kg güldischem Silber. Der Gehalt an Schwefelmetallen beträgt %. Die Sortirerze sind quarzig und frei von Blei. Ihr Gehalt an Schwefeltallen beträgt 22%, darunter 10% Zinkblende. Je 100 kg Erz enthalten bis 70 g güldisches Silber mit 2 bis 3 g Gold in 1 kg des letzeren.

Die Sortirerze und Schliche werden nach Möglichkeit zu gleichen ilen zu einer Röstpost zusammengemengt, auf den Flugstaubcanälen

der Röstöfen getrocknet und dann mit 8 % Kochsalz gemengt der chlorirenden Röstung in Flammöfen unterworfen. Die letzteren sind Plattenöfen mit 4 übereinander liegenden Platten. Sie sind ähnlich eingerichtet wie der Malétra-Ofen, von welchem sie sich dadurch unterscheiden, dass sie eine beständig unterhaltene Rostfeuerung besitzen. Wenn die Röstpost auf die dritte Platte gelangt, mengt man noch 4 % Kochsalz in dieselbe ein. In 24 Stunden werden 1800 bis 1900 kg Erz in einem Ofen abgeröstet.

Das Röstgut wird durch Sieben von den in demselben enthaltenen Röstknoten getrennt. Die letzteren machen 30 % des Röstgutes aus und bestehen aus unvollkommen gerösteten, zusammengesinterten Erztheilen. Sie werden gemahlen und in einem Fortschaufelungsofen nochmals chlorirend geröstet.

Das Salz, dessen Menge 3 % vom Gewichte der Erzpost beträgt, wird $^1/_2$ Stunde nach dem Einsetzen der letzteren in den Ofen eingetragen. Die Röstzeit beträgt 6 Stunden.

Das Röstgut aus den Plattenöfen sowohl wie aus dem Fortschaufelungsofen wird ausgelaugt. Die Auslaugegefässe sind Holzkästen mit einem aus Holzgeflecht bestehenden Losboden, über welchen Leinen gelegt ist. Auf das Leinen wird das Röstgut in Mengen von $2^1/_2$ bis 3 t aufgeschichtet. Zuerst behandelt man dasselbe mit einer Kochsalzlauge von 22 bis 25 % Salzgehalt, welche durch eine Dampfschlange auf 80° erwärmt ist. Dann laugt man noch 2 Tage hindurch mit einer kalten wässerigen Lösung von Natriumthiosulfat von 3 bis 5° B. Dichte. Durch diese combinirte Kochsalz- und Thiosulfatlaugerei werden 90 % des Silbergehaltes und 80 % des Goldgehaltes der Erze in Lösung gebracht und zwar von dem Silber 60 % durch die Kochsalzlauge, die übrigen 30 % des Silbers und der grösste Theil des Goldes durch die Natriumthiosulfatlauge. Die Rückstände von der Laugerei werden vorläufig nicht weiter benutzt.

Aus der Kochsalzlauge fällt man das Silber durch Kupfer in zwei Reihen untereinanderstehender Bottiche, wobei die Kochsalzlauge durch eine Dampfschlange auf 28° erwärmt wird. Das an Stelle des Silbers in Lösung gegangene Kupfer wird aus der Lauge durch Eisen ausgefällt. Die von Silber und Kupfer befreite Lauge benutzt man nach vorgängiger Klärung wieder zum Lösen. Sie wird erst nach dreijährigem Gebrauche abgesetzt.

Aus der Natriumthiosulfatlauge werden Gold und Silber durch Schwefelnatrium als Schwefelmetalle niedergeschlagen. Das Schwefelnatrium stellt man durch Kochen von Schwefelblumen mit Aetznatronlauge in Kesseln aus Gusseisen dar. Die vom Niederschlage abfiltrirte Flüssigkeit, in welcher sich das überschüssige Schwefelnatrium bei Luftzutritt in Thiosulfat verwandelt, wird wieder zum Auslaugen verwendet.

Das aus der Kochsalzlauge ausgefällte Cementsilber sowohl wie den Niederschlag von Schwefelgold und Schwefelsilber tränkt man in

Werkblei ein, welches letztere vorher in Kesseln aus Gusseisen bis zur Rothglut erhitzt worden ist. Man erhält hierdurch ein auf 0,6% Silber angereichertes Blei und silberhaltigen Abstrich. Das Blei wird abgetrieben, der Abstrich wird mit bleihaltigen Geschicken in Schachtöfen auf Werkblei verschmolzen.

Zur Gewinnung des Silbers aus Kupfersteinen ist der Augustin-Prozess früher in Mansfeld und Freiberg angewendet, daselbst aber längst durch andere Prozesse verdrängt worden. An seine Stelle ist in Mansfeld der Ziervogel-Prozess, in Freiberg die Schwefelsäurelaugerei getreten.

Auf den Werken der Boston and Colorado Smelting Co. zu Black Hawk in Colorado wurden früher nach Ziervogels Methode geröstete und von ihrem Gehalt an Silbersulfat durch Auslaugen mit heissem Wasser befreite Kupfersteine, welche 25 Unzen Silber in der t enthielten, mit Kochsalz geröstet und dann mit Kochsalzlauge behandelt, um den Rest des Silbers auszugewinnen. Diese Methode ist gleichfalls aufgegeben worden. Auf den Werken der Gesellschaft, welche von Black Hawk nach Argo bei Denver verlegt worden sind, werden die gedachten Rückstände gegenwärtig auf Stein und Bottoms geschmolzen und der Stein wird nochmals dem Ziervogel-Prozess unterworfen.

Auf Speisen ist der Augustin-Prozess eine Zeit lang zu Stefanshütte in Ober-Ungarn angewendet, wegen unvollständigen Silberausbringens aber wieder aufgegeben worden. Es trat nicht nur eine bedeutende Silberverflüchtigung ein, sondern es bildeten sich auch erhebliche Mengen von Arseniaten und Antimoniaten des Silbers, welche durch Kochsalzlauge nur unvollkommen zerlegt wurden.

Für die Gewinnung des Silbers aus silberhaltigem Schwarzkupfer hat der Augustin-Prozess bis in das Jahr 1893 hinein zu Tajova bei Neusohl in Ober-Ungarn in Anwendung gestanden. Anlagen für die Gewinnung des Silbers auf diese Weise werden gegenwärtig nicht mehr ausgeführt, da es vortheilhafter ist, die Trennung von Silber und Kupfer mit Hülfe der Elektrolyse oder bei hohen Kupfervitriolpreisen und billiger Schwefelsäure mit Hülfe der Schwefelsäurelaugerei zu bewirken.

Bedingung für die Verarbeitung des Schwarzkupfers nach dem Augustin-Prozess ist ein nicht zu hoher Gehalt desselben an Antimon und Blei.

In Tajova verarbeitete man Schwarzkupfer mit 80 bis 84% Kupfer, 0,30 bis 0,36% Silber und 3 bis 7% Antimon, sowie Schwarzkupfer von Schemnitz mit 70 bis 80% Kupfer, 0,20 bis 0,25% Silber und 9 bis 15% Blei.

Das Schwarzkupfer wurde nach dem Abstechen in breiartigem Zustande auf eisernen Platten ausgebreitet und auf denselben mit hölzernen Hämmern zerkleinert. Das zerkleinerte Schwarzkupfer wurde gesiebt. Das Siebfeine war zur Röstung geeignet. Von der Siebgröbe wurden die feineren Theile (bis Linsengrösse) gemahlen, die gröberen Theile

gepocht. Darauf wurde die so zerkleinerte Gröbe nochmals gesiebt. Siebfeine ging zur Röstung, während die Siebgröbe gemahlen wurde.

Behufs der Röstung wurden die zerkleinerten Schwarzkupfers derart gattirt, dass der Bleigehalt der Gattirung 7 % nicht überstieg.

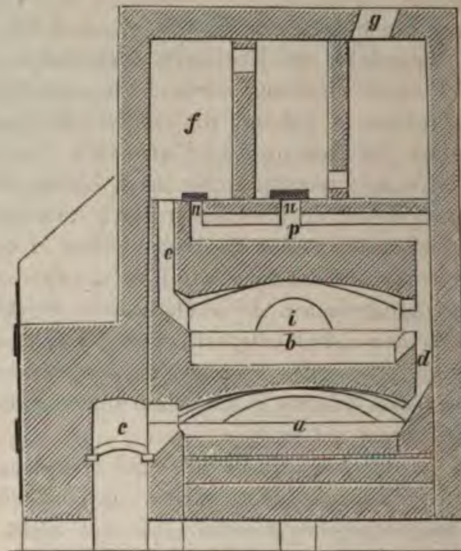


Fig. 507.

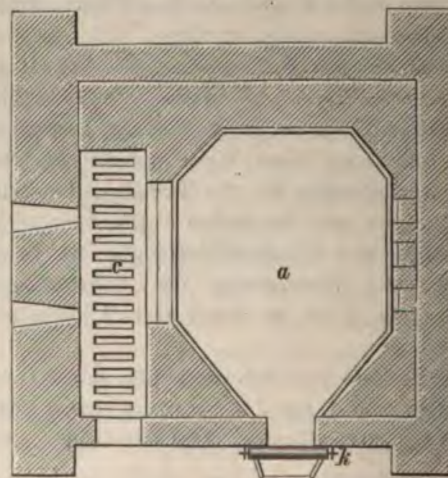


Fig. 508.

Röstung erfolgte in einem ungarischen kleinen Flammofe 2 Heerden. Der Einsatz betrug 250 kg.

Die Einrichtung des ungarischen Flammofens ist aus den F 507 bis 510 ersichtlich.

t der untere Heerd, b der obere Heerd, c die Rostfeuerung. Die streichen zuerst über den unteren Heerd, treten dann durch d auf den oberen Heerd und verlassen den letzteren durch den

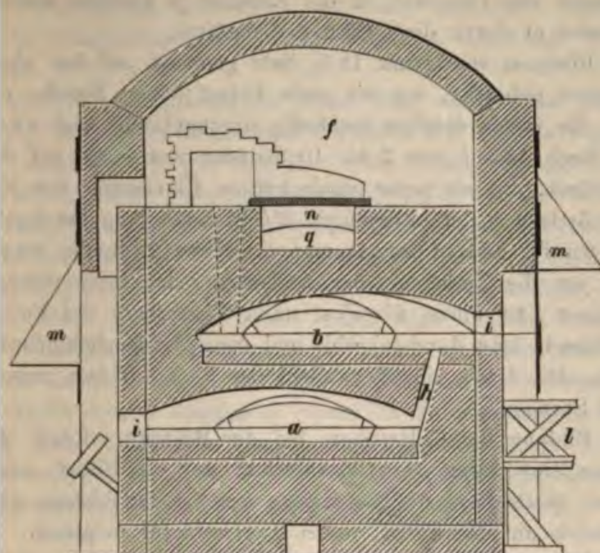


Fig. 509.

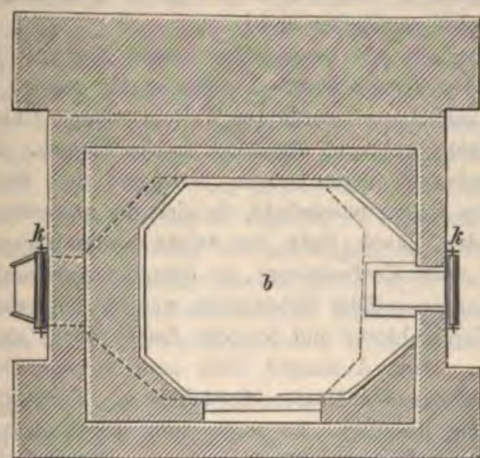


Fig. 510.

ım durch die Flugstaubkammern f in den Canal g und aus dem n die Esse zu ziehen. i sind die Arbeitsöffnungen, vor welchen ıe Walze k zum Auflegen des Gezähes befindet. Das durch die

[illegible] auf den oberen Heerd aufgegebene Erz wird nach beendigter [illegible] durch den Canal h auf den unteren Heerd gestürzt, wo die [illegible] erfolgt. n sind Canäle, durch welche beim Reinigen der Flug- [illegible] der Flugstaub in die Kammer p gestürzt wird. Aus der [illegible] wird er durch die Oeffnung q entfernt.

[illegible] wurde mit 15 % Salz gemengt auf den oberen Heerd [illegible] gebracht, wo sie nach Ablauf einer Stunde rothglühend [illegible]. Sie wurde daselbst beständig durchgekrählt und wiederholt ge- [illegible]. Nach Ablauf von 7 bis 10 Stunden wurde sie auf den unteren [illegible], wo sie unter wiederholtem Einmengen von Kohlenstaub [illegible] Zerlegung der Antimoniate $3^1/_2$ Stunden lang durchgekrählt und [illegible]. Darauf brachte man die Hitze 2 Stunden lang auf starke [illegible], um die Zerlegung der basischen Salze herbeizuführen. Nach [illegible] Zeit wurde die Post unter Einstellung der Feuerung noch [illegible] Stunde lang durchgekrählt und dann der Nachchlorirung im Ofen [illegible]. Die Dauer des Verweilens der Post auf dem unteren Heerde [illegible] Stunden.

[illegible] des Chlorsilbers bei der Röstung erfolgte theils durch [illegible] Einwirkung von Chlornatrium auf das Silber unter Bildung [illegible] theils durch die Einwirkung des bei der Röstung entstandenen [illegible] auf das Silber, wobei Kupferchlorür entstand.

[illegible] wurde noch heiss gesiebt. Das Siebfeine gelangte heiss [illegible]gefässe, während die Siebgröbe gemahlen und mit einer [illegible] verarbeitet wurde.

[illegible] für ein Laugegefäss betrug 130 kg. Die zum Laugen [illegible]lösung hatte eine Temperatur von 10 bis 15°. Durch [illegible] kalte Lauge wurde bei Weitem weniger Chlorblei und Chlor- [illegible] gebracht als durch heisse Laugen. Hierdurch wurde [illegible] beim Laugen verringert und die Verunreinigung [illegible] beim Fällen beschränkt, da sich die gedachten Salze hier zum [illegible]. Auch löste die heisse Kochsalzlauge mehr Kupfer- [illegible] kalte Kochsalzlauge, so dass bei Anwendung der letzteren [illegible] das ausgefällte Silber auch weniger kupferhaltig (durch aus- [illegible] Kupferchlorür und basische Salze) wurde als bei Anwendung [illegible]. Beim Auslaugen liess man fortwährend Kochsalzlauge [illegible]enden Massen durchfliessen. Nach 30 bis 36 Stunden [illegible] beendigt. Es folgte nun ein Auswaschen der Rück- [illegible] Wasser. Die ausgelaugten Rückstände enthielten nur [illegible] bis 0,010 % Silber. Sie bestanden hauptsächlich aus Kupfer- [illegible] wurden mit Lech im Spleissofen auf Rohkupfer verschmolzen.

[illegible] Silber enthaltende Lauge wurde in einem Gerinne ge- [illegible] in den in Figur 506 dargestellten Fällapparat geleitet.

[illegible] Fällsilber sammelte sich in einer bis 5 cm starken Schicht in [illegible] zusammengewachsenen kleinen Krystallen über den als Fällungs-

mittel dienenden Kupfergranalien an. Dasselbe wurde zeitweise aus den Fällbottichen herausgenommen, in einem Sieb mit heissem Wasser, erforderlichen Falles auch noch mit Salzsäure (zur Entfernung basischer Salze und Oxychloride) gewaschen, gepresst, getrocknet und dann in Graphittiegeln eingeschmolzen. Der Feingehalt desselben betrug 982 Tausendtheile.

Die entsilberte kupferhaltige Lauge floss durch eine lange Reihe von Gerinnen, in welchen Eisen zum Ausfällen des Kupfers vorgeschlagen war. Das ausgefällte Kupfer enthielt noch geringe Mengen von Silber und wurde daher bei der chlorirenden Röstung des Schwarzkupfers zugesetzt.

Die entkupferte Lauge wurde wieder zum Auslaugen des Chlorsilbers benutzt. Vorher wurde sie von ihrem Gehalte an Chlorblei, welches letztere die Lösungsfähigkeit der Lauge für Chlorsilber beeinträchtigte, sowie von Eisensalzen befreit. Das Blei wurde durch Zink aus der Lauge niedergeschlagen. Das Eisen schied sich bei längerem Stehen der Lauge an der Luft als basisches Salz aus. Die Laugen mit Einschluss des entkupferten Waschwassers wurden in einem Behälter gesammelt und durch Pumpen in einen über den Laugebottichen angebrachten Behälter gehoben, aus welchem sie wieder den Laugegefässen zugeführt wurden. Nach 10 bis 12monatlicher Benutzung wurden sie abgesetzt.

Der Patera-Prozess.

Der Patera-Prozess besteht in der chlorirenden Röstung der silberhaltigen Erze, in dem Auslaugen des Chlorsilbers durch Natriumthiosulfatlauge, in dem Ausfällen des Silbers aus der Thiosulfatlauge durch Schwefelnatrium als Schwefelsilber und in der Verarbeitung des letzteren auf Silber. Eine Ausfällung des Silbers aus der Lauge im metallischen Zustande durch Kupfer ist nicht ausführbar, weil metallisches Silber sowohl als auch Kupfer durch Natriumthiosulfatlauge aufgelöst werden. Das Schwefelsilber dagegen ist unlöslich in der Natriumthiosulfatlauge. Auch wird beim Niederschlagen des Silbers aus dieser Lauge mit Hülfe von Schwefelnatrium das Natriumthiosulfat regenerirt. 1 G.-Th. festes Natriumthiosulfat löst nahezu $^1/_2$ G.-Th. Chlorsilber auf, während erst 68 Theile Chlornatrium 1 Theil Chlorsilber in Lösung bringen.

Die Anwendung von Thiosulfaten zum Auflösen des Chlorsilbers wurde 1846 von Hauch und 1850 von Percy vorgeschlagen. Aber erst im Jahre 1858 führte Patera ein hierauf gegründetes Verfahren auf der Hütte zu Joachimsthal in Böhmen im Grossen aus. An Stelle des von Patera angewendeten Natriumthiosulfats führte Kiss im Jahre 1860 auf der Hütte zu Schmöllnitz in Ungarn das Calciumthiosulfat als Lösungsmittel für das Chlorsilber ein und fällte das Silber unter gleichzeitiger Rückbildung des Lösungsmittels durch Schwefelcalcium als Schwefelsilber.

gelangt
wendung
wendung des
Kupfer und K

starke Verunreinigung. Kalkspath wird bei der Röstung z. Th. in tischen Kalk verwandelt. Der letztere reducirt das Silber aus dem rsilber und vermindert die Löslichkeit der meisten Silberverbindungen er Thiosulfatlauge, indem er die Neigung des Silbers zur Bildung von pelsalzen schwächt. Auch fällt er das in den Laugen enthaltene Blei Hydroxyd aus, welches eine dichte, in Thiosulfaten unlösliche Hülle das Chlorsilber bildet und es dadurch der Auslaugung entzieht.

Bis zu einem bestimmten Grade lässt sich den schädlichen Einwirgen des Bleis und Kupfers durch Ausziehen des Chlorbleis, des Kupferrids und Kupfersulfats mit heissem Wasser vor der Laugung mit Thioaten begegnen.

Auch lässt sich das Blei nach der Entdeckung von Russel durch triumcarbonat als Bleicarbonat aus der Thiosulfatlauge niederlagen, indem das Bleicarbonat unlöslich in Thiosulfatlaugen ist.

Kupfer ist hauptsächlich nachtheilig, wenn es neben Blei in den en vorhanden ist, da das Silber aus einem Niederschlage, welcher chzeitig Schwefelblei und Schwefelkupfer enthält, viel schwieriger abheiden ist als aus einem Niederschlage, welcher ausser Schwefelsilber Schwefelkupfer enthält.

Antimon und Arsen sind nicht so schädlich wie beim Augustinless, da aus den bei der Röstung gebildeten Arseniaten und Antiiaten des Silbers das letztere durch Thiosulfate in Lösung gebracht l. Auch bei der Röstung entstandenes oder bereits in den Erzen vorlen gewesenes metallisches Silber wird durch Thiosulfate in Lösung acht. Dagegen werden bei der Röstung unzersetzt gebliebene Schwefel- Schwefel-Arsen- bzw. Schwefel-Antimon-Verbindungen des ers durch Thiosulfate nicht angegriffen.

Nur ausnahmsweise wendet man den Patera-Prozess zum Ausen von natürlichem Chlorsilber aus Erzen an. Die Regel ist die endung desselben auf chlorirend geröstete Erze, welche einfache oder mmengesetzte Schwefelverbindungen des Silbers enthalten. In Mexico man ihn auch auf silberhaltige Rückstände von der Amalgamation lings) angewendet.

Für Hüttenerzeugnisse ist das Verfahren nicht zur Anwendung igt.

Das Auslaugen des natürlichen Chlorsilbers aus Erzen mit Hülfe Natriumthiosulfat wird zu Broken Hill in Neu-Süd-Wales ausget. Es werden daselbst Erze, welche Bleicarbonat, Chlorsilber, Jodsilber, olith und gediegen Silber enthalten, einer Aufbereitung unterworfen. Abgänge (Tailings) enthalten noch erhebliche Mengen der gedachten erverbindungen und werden daher in den weiter unten beschriebenen sen (amerikanischen) Laugebottichen mit Natriumthiosulfatlauge belelt, welche das Chlorsilber und einen Theil des Jodsilbers auszieht. der Lauge wird das Silber durch Schwefelnatrium niedergeschlagen.

neuesten und bewährtesten Einrichtungen für die Prozesses besitzen, werden die Erze in der näm- mit den Erzen für den Reese-River-Prozess der ieht, zuerst vorgebrochen, dann getrocknet und dann oder Pochwerken auf die erforderliche Korngrösse n werden auch hier zur möglichsten Vermeidung von ssenförmig eingerichtet. Die Erze werden zuerst auf (grizzly) gebracht. Die gröberen Erzstücke rutschen ter und gelangen auf den Steinbrecherboden, von wo echer gegeben werden. Die hier gebrochenen Erze dem Durchfall des Rostes und werden nun getrocknet. chieht entweder, wie bei der Amalgamation dargelegt ist, cylindern oder im Stetefeldt'schen Trockenofen. Das ge- d entweder durch Walzen oder durch Pochen zerkleinert. ungen, welche in den Vereinigten Staaten wegen ihrer sfähigkeit mit Vorliebe angewendet werden, sind die Krom'- Gewöhnlich lässt man das Erz durch zwei unter einander zvorrichtungen gehen. Die Leistungsfähigkeit eines solchen ensätzes beträgt 35 bis 40 t Erz in 24 Stunden. Es hängt der Erze ab, ob die Zerkleinerung durch Walzen oder geschehen hat. Grundsätzlich wird man Walzen anwenden, wo haffenheit der Erze gestattet. Gewisse Erze aber, besonders he Bleiglanz und Zinkblende in grösserer Menge enthalten, er- Interesse einer möglichst vollkommenen Chlorirung des Silbers einerung zu feinem Pulver, welche nur durch Pochen zu er- st. Durch Versuche wird man sich bald überzeugen können, rt der Zerkleinerung der Erze die vortheilhafteste ist. Als Poch- werden californische Trockenpochwerke angewendet.

e chlorirende Röstung der Erze wird in der nämlichen Weise len nämlichen Vorrichtungen (Flammöfen mit feststehendem Heerde, e Cylinder, Stetefeldt-Ofen) ausgeführt wie die chlorirende Röstung Amalgamation der Erze.

u erwähnen ist hier auch noch der rotirende Cylinderofen von an. Derselbe hat an jedem Ende des Cylinders eine Rostfeuerung nen Fuchs. Die Füchse sowohl wie die Luftzuführungsöffnungen zu euerungen können durch Schieber verschlossen werden. Durch diese htung ist man in der Lage, abwechselnd auf dem einen und auf dem n Roste feuern bzw. die Richtung der Flamme umkehren zu können, h eine gleichmässige Erhitzung der Erze erzielt wird. Die Einrich-

) Carl A. Stetefeldt, The lixiviation of Silver ores with Hyposulphite s with special Reference to the Russel process. New-York 1888.

Notes on the Hydrometallurgy of Silver" by C. H. Aaron. Eighth Report of the State Mineralogist. Sacramento 1888.

[illegible] Figuren 511 bis 515 ersichtlich. [illegible] Cylinders; [illegible] sind die durch [illegible] Seiten des Cylinders; [illegible] durch welche die [illegible]

[illegible] in der neuesten Zeit [illegible] der Erze in Anwendung [illegible] der Erze 3 bis 10 %, [illegible] wird auch noch Pyrit [illegible] temperatur möglichst [illegible]



[illegible]



[illegible]

[illegible], um ein Zusammenschmelzen von Chlorblei, Bleisulfat und [illegible] mit den Erzen zu verhindern. Das Blei muss nach Möglichkeit in Chlorblei übergeführt werden, da dieses Salz durch Wasser [illegible] werden kann, was bei dem Bleisulfat nicht der Fall ist.

Auf der Bertrand Mill in Nevada stehen Brückner-Öfen von [illegible] m Länge und 2,1 m Durchmesser in Anwendung. Dieselben [illegible] die Reibung von je 3 Gleiträdern und entsprechenden [illegible] gelegten Kränzen bewegt. Der Einsatz in einen Ofen beträgt [illegible] [illegible] beträgt 10 Stunden. In 24 Stunden werden in einem Ofen [illegible] Holz verbraucht. Das Röstgut wird 24 Stunden lang der [illegible] überlassen. Je zwei Cylinder erfordern 1 Mann Bedienung [illegible] Schicht.

Der Flugstaub wird ebenso wie das Erz einer chlorirenden Röstung den Brückner-Oefen unterworfen.

Die Stetefeldt-Oefen setzen bis 70 t Erz in 24 Stunden durch und sind ebenso wie für die Amalgamation auch für den Patera-Prozess zu empfehlen.

Das Auslaugen der in Wasser löslichen Verbindungen der unedlen Metalle mit Wasser.

In den chlorirend gerösteten Erzen befinden sich in Wasser lösliche Verbindungen der unedlen Metalle, besonders Sulfate und Chloride von Kupfer, Eisen und Zink sowie Chlorblei. Dieselben müssen vor der Behandlung des Röstgutes mit Natriumthiosulfat entfernt werden, weil sie andernfalls mit dem Silber in die Natriumthiosulfatlösung übergehen und bei der Behandlung derselben mit Schwefelnatrium als Schwefelmetalle niedergeschlagen werden würden, welche das Schwefelsilber verunreinigen.

Man lässt daher der Behandlung des Röstgutes mit Natriumthiosulfat eine Behandlung desselben mit Wasser vorausgehen. Beide Arten der Behandlung erfolgen in dem nämlichen Gefässe. Man bringt das frische Röstgut in diese Gefässe ein und entfernt es aus denselben erst wieder nach dem Auslaugen des Silbers. Da, wo der Russel-Prozess in Anwendung steht, geschieht das Nachlaugen mit Natriumkupferthiosulfat gleichfalls in diesen Gefässen.

Die Laugegefässe sind Holzfässer mit Losboden, seltener Kisten aus Cement.

Die Einrichtung der Holzbottiche hat in der letzten Zeit in Amerika mancherlei Veränderungen erfahren. An die Stelle der kleinen Laugebottiche von 10 t Fassungskraft sind grosse Bottiche mit 50 t Fassungskraft getreten, da die Laugung in den letzteren ebenso gut verläuft wie in den ersteren. Anstatt des Durchmessers von $2^1/_2$ bis 3 m hat man ihnen einen Durchmesser von 5 m gegeben. Anstatt der Tiefe von 0,9 bis 1 m haben sie eine Tiefe von 1,5 bis 2,1 m erhalten. Das Durchdringen der Flüssigkeit durch die Massen hat man (Stetefeldt) durch Herstellung eines luftverdünnten Raumes mit Hülfe eines Körting'schen Injectors beschleunigt. Mit Hülfe der nämlichen Einrichtung hat man die nämliche Flüssigkeit die Erzschicht wiederholt durchdringen lassen.

Die Einrichtung eines nach diesen Grundsätzen hergestellten neueren Laugebottichs ist aus den Figuren 514 bis 517 ersichtlich. Die Dauben, aus welchen die Seitenwand des Bottichs hergestellt ist, sind 0,0762 m stark; der Boden besteht aus 0,101 m starken Latten. Die Fugen zwischen den Holztheilen sind mit Bleiweiss (welches durch Thiosulfatlaugen nicht angegriffen wird) gedichtet. Die Reifen bestehen aus Rundeisen von 0,0285 m Stärke. Die einzelnen Theile der Reifen sind in der aus Figur 514 ersichtlichen Weise mit einander verbunden.

…geflecht x (Fig. 517), über w… …ch y befindet. Der Filterbod… …381 m Höhe und 0.0254 m

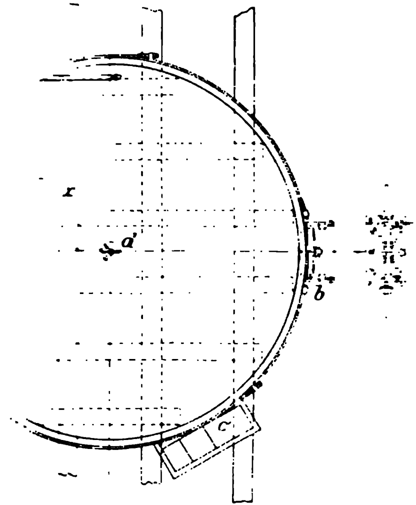


Fig. 514.

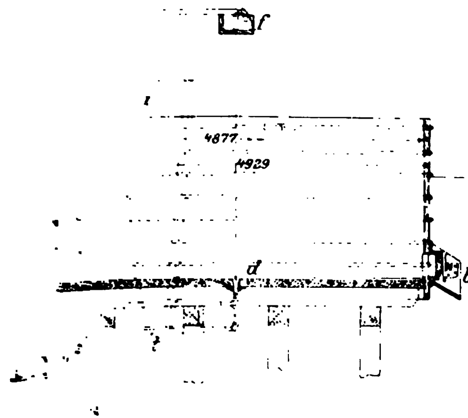


Fig. 515.

… einander entfernt mit Hülfe von eisernen, i… …m Boden des Bottichs befestigt sind. …en der Flüssigkeit auf dem Boden des Botti… …Holzlatten bis auf den Boden gehende Eins…

0,076 m Breite und 0,0127 m Höhe v v (Fig. 517) hergestellt. Die en gehen nicht bis an die Wand des Bottichs heran, sondern lassen n Zwischenraum von 0,0381 m Breite frei. In denselben wird ein aus elnen Holzlatten von 0,0381 m Höhe und 0,0254 m Breite zusammen-tzter Reifen r gelegt. Zur Dichtung wird ein starkes Hanfseil s (Fig. , 517) um denselben gelegt und fest eingetrieben. Das Mattengeflecht eckt die Latten und den Reifen, während das Filtertuch einen um 52 m grösseren Durchmesser besitzt als der Bottich. Der über den fen überragende Theil desselben wird durch das Hanfseil an den Boden l die Seitenwand des Bottichs gepresst.

Das auszulaugende Erz wird auf Schienengeleisen, welche über die ttiche laufen, durch Wagen herangebracht und in die Bottiche entleert. e Laugeflüssigkeit kann sowohl von oben aus Gerinnen oder Röhren, lche über die Bottiche laufen, in dieselben eingelassen, als auch von ten durch Kautschuckschläuche eingeführt werden. Die Entfernung der

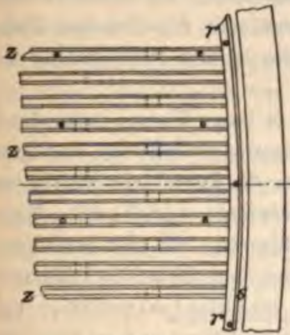


Fig. 516.



Fig. 517.

ugen aus dem Bottich erfolgt durch ein in der Mitte des Bodens des-ben angebrachtes Eisenrohr. An dasselbe sind Kautschuckschläuche u d t (Fig. 514) angeschlossen, von welchen stets einer beim Abfliessen-sen der Lauge verschlossen gehalten werden muss.

Durch den Schlauch u fliesst die Lauge in das Gerinne g ab. Der hlauch t ist mit einem Körting'schen Injector (Exhaustor) verbunden, rch welchen unter dem Filterboden ein theilweises Vacuum erzeugt rden kann, so dass die Filtration beschleunigt wird. Mit Hülfe des ectors lässt sich die Flüssigkeit sowohl durch den mit ihm verbundenen hlauch m in das Gerinne g als auch beim Verschluss von m in das über m Laugebottiche befindliche Gerinne f (Fig. 515) leiten, aus welchem e Lauge wieder in den Bottich geführt werden kann. Das Entleeren s Bottichs von den ausgelaugten Rückständen kann so geschehen, dass n dieselben ausschaufelt und durch die Lutten a in einen unter dieselben schobenen Wagen fallen lässt, oder so, dass man dieselben vom Boden s Bottichs durch eine Oeffnung, welche bis auf das Filter herabgeht,

Chlorsilbers in dem Bottich se
das Wasser unterhalb des Filt
nach oben steigen.
schliesst man die Ausflussöffnung des
oben in den Bottich fliessen, bis
man die Ausflussöffnung des Bottich
Bottich nachfliessen, bis die löslichen
Schwefelnatrium keinen Niederschl
darf.
unten lässt man so lange Wasser unte
bis das Wasser die Oberfläche de
man die Lauge durch die Erzschicht wie
des Bottichs austreten. Gleichzeitig
Wasser nachfliessen, bis die lösl
Verdünnung der über dem Erze sich ans
mit frischem Wasser wird das Chlorsilb
aus derselben niedergeschlagen und im E
aufgefangen. Diese Art des Lauge
gewinnung des durch die chlornatriumhalt
Chlorsilbers im Bottich, aber den Nachtheil, da
und, wenn vorhanden, auch Kupferchlor
so dass man später ein unreines Schwefelsilb
zieht es desshalb vor, von oben zu laugen
Silber aus der Lauge niederzuschl
Laugen von unten nur, wenn wenig Wasser zur Verf
am besten kaltes Wasser zum Laugen,
mehr Chloride in Lösung geführt werden, du
Chlorsilbers vergrössert wird.

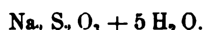
Das zweite Verfahren ist zu empfehlen, wenn das Wasser in Folge der Auflösung von kaustischem Kalk alkalisch ist. In diesem Falle enthält es nur geringe Mengen unedler Metalle in Lösung und man erhält daher einen ziemlich reinen Niederschlag von Schwefelsilber.

Ist das Waschwasser kupferhaltig, so empfiehlt Stetefeldt die Anwendung von Eisen. Durch dasselbe wird das Kupfer niedergeschlagen, welches seinerseits das Silber niederschlägt und schliesslich durch Eisen wieder aus der Lösung ausgeschieden wird.

Das Auslaugen des Silbers mit Natriumthiosulfatlauge.

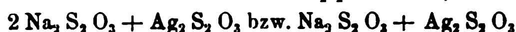
Auf die mit Wasser behandelten Erze lässt man, sobald das Wasser bis zur Oberfläche der Erze gesunken ist, Natriumthiosulfatlauge fliessen. Dieselbe drückt zuerst das Wasser aus dem Bottich aus. Sobald die Thiosulfatlauge aus dem Bottich ausfliesst, leitet man dieselbe in die Fällgefässe.

Das Natriumthiosulfat hat die Formel



$$Na_2S_2O_3 + 5H_2O.$$

Mit dem Silber bildet dasselbe zwei Doppelsalze, welche die Formeln



$$2Na_2S_2O_3 + Ag_2S_2O_3 \text{ bzw. } Na_2S_2O_3 + Ag_2S_2O_3$$

besitzen. Das Doppelsalz von der ersten Formel ist leichter löslich in Wasser als das zweite.

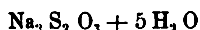
Die Lösung des Natriumthiosulfats zersetzt sich nur sehr langsam an der Luft, indem sie Sauerstoff aufnimmt und in Natriumsulfat übergeht.

Die Auflösung des Chlorsilbers durch Natriumthiosulfat erfolgt im Allgemeinen nach der Formel



$$2AgCl + 3Na_2S_2O_3 = Ag_2S_2O_3 + 2Na_2S_2O_3 + 2NaCl.$$

Auf 1 G.-Th. festes Natriumthiosulfat



$$Na_2S_2O_3 + 5H_2O$$

werden 0,485 G.-Th. Chlorsilber, entsprechend 0,365 G.-Th. Silber, gelöst. Diese hohe Lösungsfähigkeit des Natriumthiosulfats für Chlorsilber giebt demselben den Vorzug vor dem Kochsalz als Lösungsmittel für Chlorsilber, indem erst 68 G.-Th. festes Chlornatrium 1 G.-Th. Chlorsilber lösen.

Ausser dem Chlorsilber werden auch metallisches Silber und Gold, sowie Silberoxyd, arsensaures und antimonsaures Silber in Natriumthiosulfatlauge aufgelöst.

Nach Versuchen von Russel lösten 1000 ccm einer Natriumthiosulfatlösung bei gewöhnlicher Temperatur, gleichgültig ob sie 10, 25, 100, 150, 200 oder 250 g $Na_2S_2O_3 + 5H_2O$ enthielt, 0,030 g metallisches Silber auf. Durch Erhöhung der Temperatur wurde die Lösungsfähigkeit der Laugen vergrössert. Bei 54° C. lösten Laugen mit 50 bis 200 g des Salzes 0,100 g metallisches Silber auf.

Die nämlichen Laugen (1000 ccm) lösten 0,0002 g metallisches Gold auf. Das Gold bildet gleichfalls mit dem Natriumthiosulfat ein Doppelsalz von der Formel



$$3Na_2S_2O_3 + AuS_2O_3 + 4H_2O.$$

Silberoxyd löst sich unter Bildung eines Doppelsalzes ($3\,Na_2S_2O_3 + Ag_2O + H_2O = 2\,Na_2S_2O_3,\ Ag_2S_2O_3 + 2\,NaHO$) auf. Auf 1 G.-Th. festes $Na_2S_2O_3 + 5H_2O$ werden 0,200 G.-Th. Silber in Lösung gebracht.

Von arsensaurem Silber (Ag_3AsO_4), welches sich in mässig warmen Laugen besser löst als in kalten, wurden nach Russel auf 1 Theil festes $Na_2S_2O_3 + 5H_2O = 0{,}2$ G.-Th. Silber in Lösung gebracht.

Von antimonsaurem Silber, welches sich gleichfalls in mässig warmen Laugen besser löst als in kalten, wurden (nach Russel) auf 1 Theil festes $Na_2S_2O_3 + 5H_2O = 0{,}05$ Theile Silber gelöst. (Die Löslichkeit von arsensaurem und antimonsaurem Silber wird durch die Anwesenheit von kaustischem Natron in den Laugen erheblich vermehrt).

Von sonstigen in den Erzen vorhandenen Körpern wird Kupfer in ähnlichen Verhältnissen wie das Silber gelöst. Kupfercarbonat ist löslich, während die Carbonate von Blei, Eisen, Mangan, Zink und Calcium unlöslich sind. Kupferhydroxydul ist löslich, während Bleihydroxyd, Kupferoxyd und Kupferhydroxyd sowie die Oxyde und Hydroxyde von Eisen, Mangan und Zink unlöslich sind. Kupferchlorid wird unter Bildung eines Doppelsalzes aufgelöst.

Bleisulfat ist unter Bildung eines Doppelsalzes, $2\,Na_2S_3,\ PbS_2O_3$, löslich. Seine Löslichkeit wächst mit der Concentration und Temperatur der Lauge.

Calciumsulfat ist löslich unter Bildung von Natriumsulfat und Natriumcalciumthiosulfat. Kalte und verdünnte Lösungen des Natriumthiosulfats lösen das Calciumsulfat besser als heisse und concentrirte.

Kaustischer Kalk löst sich unter Bildung von Natriumcalciumthiosulfat und von kaustischem Natron. Seine Löslichkeit in Natriumthiosulfat ist ähnlich wie seine Löslichkeit in Wasser.

Die Löslichkeit des Chlorsilbers in Natriumthiosulfatlauge wird durch Bleisulfat, Natriumsulfat und ganz besonders durch kaustische Alkalien und alkalische Erden beeinträchtigt.

Das Bleisulfat bildet mit dem Natriumthiosulfat das oben erwähnte Doppelsalz und entzieht dadurch dem Chlorsilber das Lösungsmittel.

Das Natriumsulfat wirkt nicht so abschwächend auf die Lösungsfähigkeit wie kaustisches Natron und kaustischer Kalk.

Eine Natriumthiosulfatlauge, welche $1\frac{1}{2}\,\%$ $Na_2S_2O_3 + 5H_2O$ enthielt, sank in ihrer Lösungsfähigkeit für Chlorsilber um $6\,\%$, wenn sie $2\,\%$, um $8\,\%$, wenn sie $5\,\%$ Natriumsulfat enthielt.

Durch $\frac{1}{2}\,\%$ kaustisches Natron in der Thiosulfatlauge wurde nach Versuchen von Russel ihre Lösungsfähigkeit für Chlorsilber um $30\,\%$ vermindert, durch $\frac{1}{2}\,\%$ Kalk um 11 bis $24\,\%$.

Die kaustischen Alkalien und alkalischen Erden wirken durch Schwächung der Neigung des Silbers zur Bildung von Doppelsalzen und bei gerösteten bleihaltigen Erzen durch Veranlassung der Bildung von Bleihydroxyd schädlich. Das Blei wird bei der chlorirenden Röstung

eils in Chlorblei, theils in Bleisulfat übergeführt. Das Chlorblei wird m grösseren Theile durch Wasser ausgelaugt, nicht aber das Bleisulfat. urch Natriumthiosulfat werden beide Körper in Lösung gebracht. Bei m Auslaugen nun fällen die Alkalien und alkalischen Erden aus den eilösungen Bleihydroxyd aus, welches eine dichte, in Thiosulfaten unsliche Hülle um das Chlorsilber bildet und es dadurch der Auslaugung tzieht. Die Laugen enthalten die gedachten schädlichen Körper, wenn e zu röstenden Erze Calciumcarbonat enthalten, welches durch die östung z. Th. in Kalk übergeführt wird, ferner wenn das als Fällungsittel für das Silber angewendete Schwefelnatrium kaustisches atron enthielt, wenn die Ausfällung von Blei aus den Laugen durch einen eberschuss von kaustischem Kalk bewirkt wurde, und wenn e Erze metallisches Silber oder Sauerstoffsalze des Silbers thalten, in welchen Fällen beim Auslaugen kaustisches Natron geildet wird.

Die Natriumthiosulfatlauge wird am besten im kalten Zustande ngewendet, da warme Laugen sich leichter zersetzen als kalte Laugen und rössere Mengen unedler Metalle in Lösung bringen. Die Stärke der augen macht man bei silberreichen Erzen nicht über $2^1/_2$ % Gehalt n Natriumthiosulfat, bei silberarmen, an unedlen Metallen reichen Erzen nicht über 1 %.

Man lässt so lange Natriumthiosulfatlauge durch die Erzschicht fliessen, bis kein Silber mehr in der abfliessenden Lauge nachweisbar ist. Schwefelcalcium schlägt ausser Silber auch unedle Metalle aus der Lösung nieder. Es liefert daher keinen directen Nachweis der Freiheit der Lauge von Silber, so lange noch ein Niederschlag entsteht. Hoffmann löst daher den Niederschlag der Schwefelmetalle in Salpetersäure auf, versetzt die klare Lösung mit Kochsalz oder Salzsäure zum Niederschlagen des Bleis und event. des Silbers als Chlorverbindungen. Der Niederschlag wird mit Wasser gekocht, wodurch das Chlorblei gelöst wird, das Chlorsilber aber zurückbleibt. So lange ein Rückstand bleibt oder die Lösung milchig erscheint, ist das Silber noch nicht aus den Erzen entfernt. Ein noch besseres Urtheil über die Entfernung des Silbers aus den Erzen erhält man durch die Bestimmung des Silbergehaltes der ausgelaugten Erze.

Die Zeit des Laugens hängt von dem Silbergehalte der Erze und von dem Gehalte derselben an thonigen Beimengungen bzw. von der Schnelligkeit des Durchfiltrirens der Lauge durch die Erzschicht ab. Sie schwankt zwischen 6 und 30 Stunden für einen Bottich. Die ausgelaugten Erze werden mit Wasser ausgewaschen. Das Waschwasser lässt man, ebenso wie die silberhaltige Thiosulfatlauge in die Fällgefässe laufen.

Durch die Thiosulfatlauge wird das Silber gewöhnlich bis herab zu 1 Unzen per t Erz aus dem letzteren entfernt.

Das Ausfällen des Silbers aus der Thiosulfatlauge.

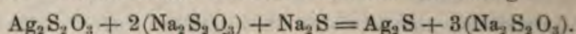
Die Thiosulfatlauge enthält ausser Silber gewöhnlich noch Blei, Kupfer, Gold, Antimon, Arsen und Calcium. Die übrigen Metalle (Zink, Eisen, Mangan) sind durch das Waschen mit Wasser entfernt worden. Das in der Lauge enthaltene Blei ist hauptsächlich als Bleisulfat in Lösung gegangen, da das Chlorblei durch das Wasser entfernt worden ist.

Ist das **Blei** in grösserer Menge in der Lauge vorhanden, so empfiehlt es sich, dasselbe vor dem Ausfällen des Silbers durch Schwefelnatrium durch **Soda** als **Bleicarbonat niederzuschlagen.**

Das **Natriumcarbonat**, welches von Russel als Fällungsmittel für das Blei vorgeschlagen wurde, schlägt **Kupfer** und **Silber** aus Thiosulfatlösungen **nicht nieder.** Nur **Calcium** wird als **Carbonat** niedergeschlagen, weshalb bei Anwendung von **Schwefelcalcium** als Fällungsmittel für das Silber oder bei Anwendung von **Calciumthiosulfat** als Lösungsmittel die Anwendung von **Natriumcarbonat auszuschliessen** ist.

Wird das Blei nicht vor der Ausfällung des Silbers aus der Lauge entfernt, so wird es mit dem Silber als Schwefelmetall niedergeschlagen.

Die Ausfällung des Silbers aus der Lauge geschieht durch eine wässrige Lösung von **Schwefelnatrium.** Hierdurch wird das Silber als Schwefelmetall niedergeschlagen, während das Natriumthiosulfat regenerirt wird. Die Reaction verläuft nach der Gleichung:



$$Ag_2S_2O_3 + 2(Na_2S_2O_3) + Na_2S = Ag_2S + 3(Na_2S_2O_3).$$

Mit dem Silber werden auch **Gold** und **Kupfer** sowie sonstige in der Lauge enthaltene **unedle schwere Metalle** niedergeschlagen. Man darf **nicht mehr Schwefelnatrium** verwenden als zum Niederschlagen der gedachten Metalle **unbedingt erforderlich** ist. Die vom Niederschlag getrennte Lauge wird nämlich wieder zum Auflösen des Silbers aus frischen Erzen verwendet. Ein Gehalt derselben an Schwefelnatrium würde das aufgelöste Silber in den Laugebottichen als unlösliches Schwefelsilber niederschlagen und dadurch Silberverluste herbeiführen. Es muss daher **in der Lauge vorhandenes Schwefelnatrium** durch Zusatz **frischer, silberhaltiger Lauge** entfernt werden. Auch durch Einleiten von **Schwefliger Säure** in die Lauge lässt sich das Schwefelnatrium unter **Abscheidung von Schwefel** in **Thiosulfat** verwandeln.

Die **Fällgefässe** für die verschiedenen Arten der Fällung, mag man aus dem Waschwasser Schwefelmetalle, oder aus der Thiosulfatlauge Bleicarbonat oder aus der Thiosulfatlauge Schwefelsilber ausfällen, besitzen die gleiche Einrichtung. Es sind Holzbottiche von gegen 3 m Durchmesser und 2,7 m Tiefe. Man rührt in denselben während des Ausfällens die Flüssigkeit mit Holzrudern um. Auch lassen sich mechanische Rührvorrichtungen anwenden. Die über dem Schwefelmetall-Niederschlage befindliche Flüssigkeit zieht man nach jeder Fällung ab. Das Abziehen der Flüssigkeit geschieht mit Hülfe eines beweglichen, im Bottich ange-

chten Knierohres, dessen einer Schenkel dem Abfluss der Flüssigkeit sprechend gesenkt werden kann, während der auf dem Boden liegende henkel durch die Seitenwandung des Bottichs hindurch nach aussen ht. Anstatt des drehbaren, mit Asphalt bekleideten Eisenrohres lässt h auch ein Kautschuckschlauch anwenden, dessen eines Ende gehoben d gesenkt werden kann, während das andere Ende am Boden des Bottchs durch die Seitenwandung desselben hindurchgeführt ist. Die Entrnung des Schwefelmetall-Niederschlags aus dem Bottich geschieht durch isschwemmen desselben durch ein in der Seitenwand desselben am den angebrachtes, nach aussen mündendes, mit Asphalt bekleidetes senrohr.

Die Einrichtung eines Fällbottchs mit eisernem Ablassrohr r die Flüssigkeit ist aus den Figuren 8 und 519 ersichtlich. a b ist das nierohr zum Ablassen der Flüssigkeit. er auf dem Boden liegende Schenkel desselben ist vermittelst der Stopfichse x durch die Seitenwandung es Bottichs hindurchgeführt und usserhalb desselben mit dem Ausussstutzen c verbunden. Durch den lebel d kann das Knierohr um 90° edreht und dadurch der Schenkel a us der senkrechten in die wagerechte tellung gebracht werden. Die Flüssigeit kann hiernach in den verschieensten Höhen in das offene Ende von eintreten und durch b abfliessen. In em Quadranten f kann der Hebel den verschiedensten Stellungen, em Abfliessen der Flüssigkeit entsprechend, festgehalten werden. (Die effnung zum Ausschwemmen des Niederschlages ist nicht ersichtlich emacht.)

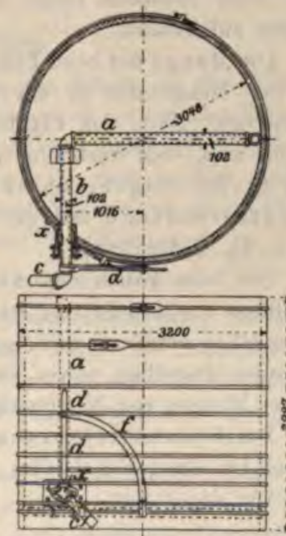


Fig. 518 bis 519.

Soll vor der Ausfällung des Silbers das Blei durch Soda gefällt erden, so muss ein besonderes Fällgefäss von gleicher Einrichtung vornden sein.

Man setzt der Lauge unter beständigem Umrühren derselben so nge Schwefelnatrium zu, bis in einer Probe der Flüssigkeit Schwefeltrium nur noch einen ganz schwachen Niederschlag hervorbringt.

Dann lässt man den Niederschlag absitzen, zieht die klare Lauge in r gedachten Weise ab und lässt nun wieder frische Lauge zutreten. er Niederschlag wird in Zeiträumen von mehreren Tagen bis zu einer oche entfernt.

Das Schwefelnatrium wird aus Aetznatron und Schwefel hergestellt. Man löst in einem Kessel aus Gusseisen Aetznatron in dem gleichen Gewichte Wasser auf und trägt unter Erwärmen der Flüssigkeit auf 80° portionenweise gepulverten Schwefel in dieselbe ein. Da nach dem Eintragen des Schwefels das Volumen der Flüssigkeit um das Zwei- bis Dreifache zunimmt, so darf der Kessel im Anfange nicht über $\frac{1}{4}$ gefüllt werden. Die Lösung des Schwefels im Aetznatron geht innerhalb weniger Minuten vor sich. Auf 100 G.-Th. Aetznatron werden 66 G.-Th. Schwefel eingetragen.

Das gebildete Schwefelnatrium entfernt man im flüssigen Zustande aus dem Kessel und giesst es in Formen, in welchen es erstarrt. Dasselbe wird entweder sofort in Lösung gebracht oder zu weiterem Gebrauche aufbewahrt.

Die Menge des beim Fällen angewendeten Schwefelnatriums hängt von der Menge des in der Lauge enthaltenen Silbers und der unedlen Metalle ab. Nach den Ergebnissen verschiedener Werke in Amerika gebraucht man, den Verbrauch an Schwefelnatrium auf das Silber bezogen, auf 1 G.-Th. ausgebrachtes Silber 1 bis 1,25 G.-Th. Schwefel und die entsprechende Menge an Aetznatron (auf 66 G.-Th. Schwefel 100 G.-Th. Aetznatron).

Die beim Fällen regenerirte Lauge dient von Neuem zum Lösen des Silbers aus den Erzen. Da dieselbe durch Zufügung des Waschwassers zu derselben verdünnt wird, so setzt man zur Aufrechterhaltung der Concentration derselben sowie zur Ergänzung von Verlusten derselben stets gewisse Mengen von Natriumthiosulfat zu.

Der Gesammtverbrauch an Natriumthiosulfat bei dem Patera-Prozess ist ein geringer. Im Allgemeinen schwankt er zwischen 1 und 2 kg für die t Erz.

Behandlung des Schwefelsilber-Niederschlages.

Der Schwefelmetall-Niederschlag wird am besten durch Einschwemmen in ein Druckfass und durch Einpressen desselben in eine Filterpresse von der anhaftenden Flüssigkeit befreit.

Alsdann wird er getrocknet. Hierbei darf die Temperatur nicht bis zur Entzündung der Schwefelmetalle getrieben werden. Stetefeldt hat deshalb Kammern vorgeschlagen, in welchen die Erhitzung durch in Eisenröhren circulirenden Wasserdampf erfolgt.

Die getrockneten Sulfide werden entweder in einem Flammofen oder Muffelofen geröstet und dann in das rothglühende Bleibad eines Treibofens eingetränkt, oder sie werden direct in das rothglühende Bleibad eines Treibofens oder eines Flammofens oder eines gusseisernen Kessels (Kapnik) eingetränkt.

Man erhält Reichblei, welches für sich abgetrieben wird, oder bei Anwendung eines deutschen Treibofens Blicksilber, welches raffinirt

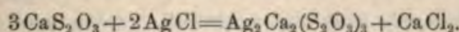
ird. Man hat auch wohl früher die gerösteten Sulfide in Graphitiegeln mit Eisen und Borax verschmolzen. Man erhielt hierbei einen tein, welcher erhebliche Mengen von Silber zurückhielt.

Von dem Silbergehalte der Erze werden durch den Patera-Prozess, nach der Natur derselben, 70 bis 90 % gewonnen.

Das Silberausbringen wird erhöht durch Verbindung des Pateraerfahrens mit dem weiter unten beschriebenen Russel-Verfahren. In ieser Verbindung hat es der Verfasser auf der Marsac Mill bei Park ity (Utah) in Anwendung gesehen. (Siehe Beschreibung beim Russelrozess.) Die Verbindung des Verfahrens mit dem Augustin-Prozess zu apnik in Ungarn ist bereits Seite 735 erwähnt worden.

Der Kiss-Prozess.

Dieser Prozess besteht im Auslaugen des Silbers aus den chlorirend erösteten Erzen mit Calciumthiosulfatlauge und in dem Ausfällen des ilbers aus der Lauge durch Schwefelcalcium unter gleichzeitiger egeneration des Calciumthiosulfats. Er wird in der nämlichen Veise und in den nämlichen Apparaten ausgeführt, wie der Patera-Prozess.)ie Auflösung des Chlorsilbers verläuft nach der Gleichung:



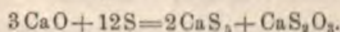
$$3\,CaS_2O_3 + 2\,AgCl = Ag_2Ca_2(S_2O_3)_3 + CaCl_2.$$

Ein Ausfällen des Bleis aus der Calciumthiosulfatlösung durch Soda st hier nicht räthlich, weil auch der Kalk durch das Natriumcarbonat usgefällt wird. Auch ist ein Nachlaugen der mit Calciumthiosulfat ausgelaugten Erze mit Natriumkupferthiosulfat (nach Russel's Methode) nicht usführbar.

Die Lösungsfähigkeit des Calciumthiosulfats für Chlorsilber st etwas geringer als die des Natriumthiosulfats, indem nach den Untersuchungen von Russel bei $1\frac{1}{2}$ % Gehalt der Lösung an Thiosulfat die Lösungsfähigkeit des Calciumthiosulfats = 91,5 ist, wenn die des Natriumthiosulfats = 100 gesetzt wird. Die Lösungsfähigkeit des Calciumthiosulfats für Gold ist die nämliche wie die des Natriumthiosulfats.

Das Calciumthiosulfat zersetzt sich an der Luft schneller als das Natriumthiosulfat, indem es Sauerstoff anzieht und sich in Calciumsulfat verwandelt.

Man stellt es her durch Einleiten von Schwefliger Säure in Schwefelcalcium. Das Schwefelcalcium (Calciumpolysulfid) stellt man durch Auflösen von gepulvertem Schwefel in Kalkwasser dar. Zu diesem Zwecke bringt man gebrannten Kalk in kochendes Wasser und fügt auf 1,5 Th. Kalk 1 Th. gepulverten Stangenschwefel zu. Nach drei- bis vierstündigem Kochen ist der Prozess beendigt. Derselbe verläuft nach der Gleichung:



$$3\,CaO + 12\,S = 2\,CaS_5 + CaS_2O_3.$$

Im Uebrigen gelten für den Betrieb, die Concentration der Laugen, die Ausfällung des Silbers und die Verarbeitung des Silberniederschlages die nämlichen Grundsätze, wie bei dem Patera-Prozess.

Im Allgemeinen ist der Patera-Prozess dem Kiss-Prozess vorzuziehen, besonders wenn es sich um Nachlaugen mit Natriumkupferthiosulfat-Lauge handelt.

Der Kiss-Prozess steht auf einigen Werken in der Nähe von Nagybanya in Ungarn, in den Vereinigten Staaten von Nord-Amerika und in Mexico in Anwendung.

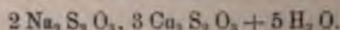
Der Russel-Prozess.

Dieser Prozess besteht im Auflösen des Silbers aus Schwefelsilber, Schwefel-Arsen- und Schwefel-Antimonverbindungen des Silbers, Silber-Arseniat und Silber-Antimoniat sowie von metallischem Silber und Gold durch Natriumkupferthiosulfatlauge, in der Ausfällung des Silbers aus der Lösung durch Schwefelnatrium und in der Verarbeitung des erhaltenen Schwefelsilber-Schwefelkupfer-Niederschlages auf Silber und Kupfervitriol. Calcium-Thiosulfat ist zum Laugen nicht anwendbar, weil bei der Ausfällung des Bleis aus der Thiosulfatlösung durch Soda, wie es für den Prozess erforderlich ist, Kalk mit ausgefällt werden würde.

Für rohe Erze hat er bis jetzt noch keine definitive Anwendung finden können, dagegen ist er auf einigen Werken in Amerika mit Erfolg als Hülfsprozess für den Patera-Prozess zur Anwendung gekommen, indem man dem Auslaugen mit Natriumthiosulfat ein Nachlaugen mit Natriumkupferthiosulfat folgen lässt. Durch die letztere Lauge wird das nicht chlorirte Silber, welches als Metall, Schwefelmetall, Schwefel-Arsen- oder Schwefel-Antimonmetall vorhanden ist (sowie Arseniate und Antimoniate des Silbers) und Gold in Lösung gebracht. Chlorsilber wird durch das Natriumkupferthiosulfat nicht aufgelöst.

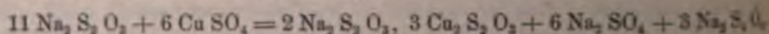
Es giebt mehrere Natriumkupferthiosulfate. Man stellt dieselben durch Vermischen von Natriumthiosulfatlösungen mit Kupfersulfatlösung her. Aus nicht zu verdünnten Lösungen beider Salze scheiden sich die Natriumkupferthiosulfate als gelbe Niederschläge aus.

Das von Lenz dargestellte Salz dieser Art hat die Formel



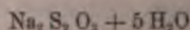
$$2\,Na_2S_2O_3,\ 3\,Cu_2S_2O_3 + 5\,H_2O.$$

Es bildet sich nach der Gleichung



$$11\,Na_2S_2O_3 + 6\,CuSO_4 = 2\,Na_2S_2O_3,\ 3\,Cu_2S_2O_3 + 6\,Na_2SO_4 + 3\,Na_2S_4O_6.$$

Dasselbe löst sich wenig in Wasser — 1 Th. Salz erfordert 352 Th. Wasser —, dagegen leicht in Natriumthiosulfatlösungen. Auf 1 G.-Th. in Wasser gelösten



$$Na_2S_2O_3 + 5\,H_2O$$

lösen sich je nach der Concentration der Lauge 2,25 bis 2,46 G.-Th.

...dachten Salzes auf. Dieses Verhältniss entspricht annähernd 2 Aequ. ...triumthiosulfat auf 1 Aequ.



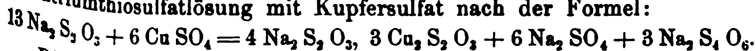
$$2\,Na_2S_2O_3,\ 3\,Cu_2S_2O_3 + 5\,H_2O.$$

Russel nimmt daher an, dass sich in der Lösung ein Doppelsalz von der Formel



$$4\,Na_2S_2O_3,\ 3\,Cu_2S_2O_3 + x\,H_2O$$

...bilde. Dieses leicht lösliche Doppelsalz bildet sich auch beim Vermischen von Natriumthiosulfatlösung mit Kupfersulfat nach der Formel:



$$13\,Na_2S_2O_3 + 6\,CuSO_4 = 4\,Na_2S_2O_3,\ 3\,Cu_2S_2O_3 + 6\,Na_2SO_4 + 3\,Na_2S_4O_6.$$

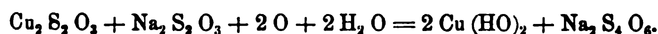
Dieses Doppelsalz:



$$4\,Na_2S_2O_3,\ 3\,Cu_2S_2O_3 + x\,H_2O$$

ist das von Russel angewendete Natriumkupferthiosulfat und führt in Wasser gelöst den Namen Extralösung (extra solution) im Gegensatze zu der als „gewöhnliche Lösung“ bezeichneten Natriumthiosulfatlösung. Man stellt dasselbe durch Auflösen von 1/4 G.-Th. Natriumthiosulfat und 1 G.-Th. Kupfervitriol her.

Bei Luftzutritt zersetzt sich das Salz langsam unter Bildung von tetrathionsaurem Natrium und unter Ausscheidung von Kupferhydroxyd nach der Gleichung:



$$Cu_2S_2O_3 + Na_2S_2O_3 + 2\,O + 2\,H_2O = 2\,Cu(HO)_2 + Na_2S_4O_6.$$

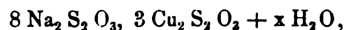
Durch Zusatz von Schwefelsäure wird die Ausscheidung des Kupfers verlangsamt, indem das Hydroxyd bis zur Neutralisation der Schwefelsäure von der letzteren wieder aufgelöst wird.

Beim Erhitzen über 85° zersetzt sich das Salz unter Ausscheidung von Kupfersulfid und unter Entwicklung von Schwefliger Säure. ...nthält es freie Schwefelsäure, so tritt die Zersetzung schon bei niedrigerer ...emperatur ein.

Durch kaustisches Natron und kaustischen Kalk wird aus der ...sung des Salzes Kupferhydroxydul niedergeschlagen, welches durch ...satz einer hinreichenden Menge von Natriumthiosulfatlösung wieder auf...öst wird. Bei Luftzutritt oxydirt sich das Kupferhydroxydul zu Kupfer...droxyd, welches unlöslich in Natriumthiosulfatlösung ist.

Natriumcarbonat ruft bei gewöhnlicher Temperatur keine Verände...ng in der Lösung hervor. Bei Temperaturen über 30° dagegen schlägt es ...s Kupfer als Carbonat nieder. Der Niederschlag löst sich bei Zusatz von ...triumthiosulfatlösung wieder auf. Nach Gmelin soll dieser Niederschlag ...pferhydroxydul sein.

Verschieden von dem gedachten Salze verhält sich das Natrium...pferthiosulfat von der Zusammensetzung:



$$8\,Na_2S_2O_3,\ 3\,Cu_2S_2O_3 + x\,H_2O,$$

...lches erhalten wird, wenn 1 G.-Th. Kupfervitriol ($CuSO_4 + 5\,H_2O$) ... 4 1/2 G.-Th. Natriumthiosulfat ($Na_2S_2O_3 + 5\,H_2O$) in Wasser gelöst

wird. Dieses Salz ist farblos und zersetzt sich in neutraler Lösung Weitem langsamer als das Salz



$$4 Na_2 S_2 O_3, 3 Cu_2 S_2 O_3 + x H_2 O.$$

Dagegen zersetzen sich freie Säuren enthaltende Lösungen verhältnissmässig schnell. Kaustisches Natron ruft erst beim Erhitzen der Lösung über 50° einen Niederschlag hervor, während Natriumcarbonat überhaupt keinen Niederschlag erzeugt.

Was nun die durch Russel's Versuche ermittelte Lösungsfähigkeit des Salzes



$$4 Na_2 S_2 O_3, 3 Cu_2 S_2 O_3 + x H_2 O$$

für die in Betracht kommenden Körper anbetrifft, so wird metallisches Silber sehr schnell gelöst. Die Lösungsfähigkeit für Silber ist bei gewöhnlicher Temperatur 9 Mal so gross, bei 50° 3½ Mal so gross wie die des Natriumthiosulfats. Die Ursache der grösseren Lösungsfähigkeit des Natriumkupferthiosulfats ist die Eigenschaft der Kupfersalze, sehr rasch Sauerstoff aus der Luft zu absorbiren und ihn auf andere Körper (das Silber) zu übertragen.

Metallisches Gold wird durch das Salz in ähnlichem Maasse gelöst wie durch Natriumthiosulfat.

Schwefelsilber ($Ag_2 S$) wird durch das Salz rasch zersetzt, das Silber unter Ausscheidung von Kupfersulfid aufgelöst wird. [illegible] eine gesättigte Lösung des Salzes von Lenz in Natriumthiosulfat [illegible] auf 1 g des festen Salzes 0,113 bis 0,137 g Silber aus dem Schwefelsilber in Lösung gebracht. Eine Lösung des Salzes in Wasser brachte 0,022 g Silber auf 1 g des festen Salzes in Lösung.

Schwefelgold wird unter Bildung von Kupfersulfid und unter Lösung des Goldes rasch zersetzt.

Silberarseniat und Silberantimoniat werden in ähnlicher Weise zersetzt wie von Natriumthiosulfat. Auch wird das Silber in ähnlichen Menge wie von dem letzteren Salze aufgelöst.

Die Vorbereitung der Erze, die Röstung, das Auswaschen der löslichen Chloride aus dem Röstgut mit Wasser, die Laugung mit Natriumthiosulfat und das Ausfällen des Bleis aus der Laugelauge durch Soda geschehen in der nämlichen Weise, wie beim Patera-Prozess dargelegt ist.

Die Natriumkupferthiosulfatlauge wird bei dem Prozesse [illegible] verbraucht, da der Kupfergehalt derselben bei der Ausfällung des Silbers [illegible] Schwefelnatrium mitgefällt wird. Sie muss daher für jede Laugung neu hergestellt werden. Da sie sich an der Luft allmählich [illegible], so kann sie nicht in Vorrath gehalten werden, sondern [illegible] vor dem Gebrauche hergestellt. Man kann sie sowohl in [illegible] [illegible] [illegible] angebrachten Gefässe als auch in [illegible] [illegible] Erz bereiten, indem man Ku[illegible]

triol und Thiosulfatlauge in dem erforderlichen Verhältniss zusammen-ringt.

Die Zusammensetzung der Lauge ist verschieden, je nach-em man Erze ohne Kalkgehalt oder Erze, welche nach der Röstung austischen Kalk enthalten, verarbeitet. Im letzteren Falle ent-ält die Lauge weniger Kupfer als im ersteren.

Zu Natriumthiosulfatlaugen von $1\frac{1}{2}$ % Gehalt an Natrium-hiosulfat setzt man 0,6 bis 1,2 % vom Gewichte der Laugen an upfervitriol zu, wenn es sich um die Auslaugung von kalkfreien rzen oder von Erzen, welche neben Kalk Arsensäure enthalten, handelt, agegen nur 0,13 bis 0,33 % vom Gewichte der Lauge an Kupfervitriol, enn es sich um die Auslaugung von Erzen handelt, welche freien Kalk nthalten. Die Lauge wird kalt oder bis höchstens 35° erhitzt ver-vendet.

Die Art der Laugung ist verschieden, je nachdem man es mit rzen, welche frei sind von alkalisch reagirenden Körpern, mit rzen, welche neben Kalk Arsensäure enthalten, oder mit Erzen, elche Kalk bzw. Alkalien enthalten, zu thun hat.

Im ersteren Falle lässt man die Laugung mit Natriumkupfer-hiosulfat der Laugung mit Natriumthiosulfat folgen und leitet ie nämliche Natriumkupferthiosulfatlauge, welche mit Hülfe eines Körting'-chen Injectors in ein über dem Laugebottich angebrachtes Gefäss gehoben werden kann, wiederholt auf das Erz. Man lässt sie so lange circuliren, bis das Silber ausgelaugt ist. Die Circulation der Lauge dauert 3 bis 5 Stunden. Alsdann lässt man noch eine Laugung mit Natriumthiosulfatlauge folgen. Zur Feststellung des Grades der Aus-laugung müssen die Rückstände auf ihren Silbergehalt untersucht werden.

Die gerösteten arsen- und kalkhaltigen Erze werden nach vor-gängiger Laugung mit Natriumthiosulfat mit der nämlichen Lauge behandelt wie die kalkfreien Erze, jedoch lässt man die Lauge nicht circuliren, sondern 10 bis 12 Stunden auf denselben stehen. Alsdann folgt noch eine Laugung mit Natriumthiosulfat.

Bei kalkhaltigen Erzen geht die Auslaugung mit [illegible] kupferthiosulfat der Laugung mit Natriumthiosulfat [illegible] also dem Auswaschen der Erze mit Wasser. Durch das [illegible] wird die Lauge neutralisirt und der schädliche Einfluss des [illegible] Löslichkeit des Silbers beseitigt. Um einer Verdünnung der [illegible] das Waschwasser vorzubeugen, fügt man derselben gegen [illegible] in concentrirter wässriger Lösung zu. Man lässt die [illegible] culiren, sondern auf dem Erze 10 bis 12 [illegible] Alsdann lässt man die Laugung mit Natrium[illegible] licher Weise folgen.

Aus der Natriumthiosulfatlösung sowohl [illegible] kupferthiosulfatlösung wird zuerst das Blei [illegible]

Aus dem Waschwasser werden die in demselben enthaltenen Metalle nit Schwefelnatrium ausgefällt. Aus der Natriumthiosulfatlauge sowohl vie aus der Natriumkupferthiosulfatlauge wird zuerst das Blei durch Soda usgefällt. Das hierbei erhaltene Bleicarbonat wird verkauft. Die von em Bleicarbonat abdecantirte Lösung wird mit Schwefelnatrium behandelt. lan erhält einen Niederschlag, welcher 40 bis 43 % Silber und 23 bis 7 % Kupfer enthält. Derselbe wird in eine Filterpresse gedrückt und ann in einem gusseisernen Tiegel mit soviel Kupfer zusammengeschmolzen, ass ein Stein erfolgt, welcher gleiche Theile von Kupfer und Silber entält. Der erhaltene Kupferstein wird in einer Kugelmühle zerkleinert und arauf in einem Muffelofen geröstet. Der geröstete Stein wird in einem us Bleiblech hergestellten Gefässe mit verdünnter Schwefelsäure unter inleitung von Wasserdampf in die Flüssigkeit gekocht, um das in demelben enthaltene Kupfer aufzulösen. Durch Filtration auf einem Asbestilter werden Silber und Kupfersulfatlösung von einander getrennt. Das ilber wird mit Wasser ausgewaschen, in Kuchenform gepresst, getrocknet nd in Tiegeln geschmolzen. Aus der Lösung wird Kupfervitriol ausrytallisirt und zur Herstellung von Natriumkupferthiosulfat verwendet. as Silber hat einen Feingehalt von 950 Tausendtheilen. Die Gase, welche is dem Schmelztiegel und aus dem Muffelofen entweichen, werden mit ülfe eines Körting'schen Injectors durch Kupfersulfatlösung durchgeleitet, m mitgerissenes Silber abzusetzen und um die Schweflige Säure unchädlich zu machen. (Nähere Mittheilungen über die Verarbeitung des ilberniederschlages siehe Transact. of the Americ. Inst. of Min. Engineers 892. Pittsburgh Meeting. Stetefeldt „The Marsac Refinery“, Park, ity, Utah.)

Eine andere Art der Verarbeitung des Niederschlages, welche erst or Kurzem von der Davey-Walter-Refining Company eingeführt worden ein soll, besteht darin, den ersteren in Kesseln aus Gusseisen mit heisser oncentrirter Schwefelsäure zu behandeln. Dieselbe löst Silber und upfer auf, während etwa vorhandenes Gold im Rückstande bleibt. Aus der ösung, welche in mit Blei gefütterten Holzbottichen von dem Rückstande etrennt wird, schlägt man das Silber (wahrscheinlich durch Kupfer) nieder nd kann das in Lösung befindliche Kupfersulfat wieder zur Herstellung on Natriumkupferthiosulfat verwenden. Ueber die Ergebnisse dieses Verhrens ist dem Verfasser nichts bekannt geworden.

ewinnung des Silbers aus chlorirend gerösteten Kupfererzen.

Bei dem Auslaugen chlorirend gerösteter kupferhaltiger Kiese um Zwecke der Kupfergewinnung auf nassem Wege mit sog. „Endlaugen“, . h. Laugen von der Kupferfällung mit Eisen, welche Chlorverbindungen des upfers, der Alkalien und des Eisens enthalten, geht der grösste Theil es Silbergehaltes der Erze in die zuerst erfolgenden Laugen über. us diesen Laugen lässt sich das Silber mit Hülfe von Jodkalium, Jod-

natrium oder Jodzink als Jodmetall oder mit Hülfe von Schwefelwasserstoff als Schwefelmetall ausfällen.

Das erstere Verfahren ist von Claudet angegeben worden. Die Menge des zur Fällung zu verwendenden Jodids ist grösser, als der Silbermenge entspricht, weil auch ein Theil des in der Lösung vorhandenen Bleis als Jodblei ausgefällt wird. Auch wird Kupferchlorür bei Anwendung von Jodzinklösung in Kupferjodür übergeführt. Der Niederschlag, welcher hauptsächlich aus Jodsilber, Jodblei und Bleisulfat besteht, wird bei Anwendung von Jodzink zum Fällen durch Zink unter Zusatz von Salzsäure zersetzt. Man erhält hierbei Silber und Zinkjodid. Das Silber ist in einem mit Zinkstückchen vermengten Schwamm enthalten, welcher 60—65 % Blei (aus dem Jodblei reducirt), 5 bis 6 % Silber sowie bei Anwesenheit von Gold in den Erzen auch gewisse Mengen dieses Metalles enthält. Das Zinkjodid wird wieder zum Ausfällen neuer Silbermengen benutzt.

In Widnes bei Liverpool hat man auf diese Weise aus 1000 kg gerösteten Kiesen 11,6 g Silber und 0,097 g Gold gewonnen.

In Duisburg, Königshütte, O.-S., Atvidaberg in Schweden (früher auch in Oker) wendet man als Fällungsmittel Jodnatrium an. Den hierbei erhaltenen Jodsilberniederschlag digerirt man mit Schwefelnatrium. Man erhält hierdurch Schwefelsilber und Jodnatrium, welches letztere zum Ausfällen neuer Silbermengen verwendet wird. Das Schwefelsilber wird in ein Bleibad eingetränkt. Zu Atvidaberg in Schweden enthält der Schwefelsilberniederschlag 10,5 % Silber und 0,027 bis 0,049 % Gold. Zu Königshütte in Oberschlesien beträgt der Silbergehalt 25 bis 30 %. Der Niederschlag enthält eine grosse Menge Gyps.

Schwefelwasserstoff ist von Gibb als Fällungsmittel für das Silber vorgeschlagen worden. Beim Behandeln von Laugen der gedachten Art mit Schwefelwasserstoff wird nämlich der grösste Theil des Silbers mit dem zuerst niederfallenden Kupfer ausgefällt. Der Schwefelwasserstoff wird aus Sodarückständen von der Fabrikation der Leblanc-Soda und Salzsäure erzeugt. Das hierbei entbundene Schwefelwasserstoffgas wird durch eine Luftpumpe aufgesaugt und durch einen Kautschuckschlauch in die Flüssigkeit gepresst. Bei dem grossen Ueberschusse von Kupfer in den Laugen entweicht kein Schwefelwasserstoff aus der Flüssigkeit. Die Fällung wird eingestellt, wenn 6 % des Kupfergehaltes der Flüssigkeit als Sulfid ausgeschieden sind. Der Niederschlag wird in eine Filterpresse gedrückt und dann in einem Flammofen geröstet. Durch die Röstung wird das Kupfer theils in Sulfat, theils in Oxyd und Oxychlorid übergeführt, während das Silber durch die Einwirkung der noch im Niederschlage zurückgebliebenen Chlorverbindungen in Chlorid verwandelt wird. Das Röstgut wird gemahlen und in Bottichen zuerst mit Wasser, dann mit heisser Kochsalzlösung behandelt, welche letztere das Chlorsilber auflöst. Die erhaltene Lösung behandelt man mit Kalkmilch, welche die schweren Metalle nieder-

lägt. Nachdem aus dem entstandenen Niederschlage das Kupfer durch dünnte Schwefelsäure entfernt worden ist, bleibt ein Rückstand, welcher gesammte Silber als Chlorsilber enthält. Derselbe enthält gegen 9 % ber und 30 % Blei.

Snelus schlägt vor, in die Lauge staubförmiges Eisen einzublasen. erdurch soll der grösste Theil des in der Lauge enthaltenen Silbers mit em verhältnissmässig geringen Theile des Kupfers ausgefällt werden.

Der Ziervogel-Prozess.

Dieser Prozess wurde 1841 von dem damaligen Hüttenfactor Ziergel auf der Gottesbelohnungshütte bei Hettstädt für die Genung des Silbers aus den Mansfelder Kupfersteinen eingeführt.

Derselbe beruht auf der Möglichkeit, das Silber in Verbindungen Schwefelsilber, Schwefelkupfer und Schwefeleisen, in welen es in nicht zu grosser Menge vorhanden ist, durch eine vorhtige Röstung zum grössten Theile in Silbersulfat überführen können, auf der Löslichkeit des Silbersulfats in heissem Wasser d auf der Fällbarkeit des Silbers aus der wässrigen Lösung des lfats durch Kupfer.

Beim vorsichtigen Rösten von Kupfersteinen mit nicht zu grossen ngen von Schwefeleisen und Silber bildet sich neben Oxyden von sen und Kupfer zuerst Eisensulfat, welches bei gesteigerter Temperatur mpfförmige Schwefelsäure entlässt. Die letztere sowohl, wie ch der Sauerstoff der Luft bewirken die Bildung von Kupfersul-, welches Salz bei der Zersetzungstemperatur des Eisensults beständig ist.

Bei noch weiter gesteigerter Temperatur zersetzt sich auch das ıpfersulfat in Kupferoxyd und dampfförmige Schwefelsäure, w. in Schweflige Säure und Sauerstoff. Die bei dieser Temperatur tbundene dampfförmige Schwefelsäure verwandelt das bis dahin ch unzersetzte Schwefelsilber in Silbersulfat, indem sie sich in hweflige Säure und Sauerstoff zerlegt, welcher letztere kräftig oxydirend f das Schwefelsilber einwirkt. Das Silbersulfat ist bei der Zertzungstemperatur des Kupfersulfats beständig. Als Röstproduct hält man bei hinreichend sorgfältiger Führung der Röstung ein Gemenge n Kupferoxyd, Eisenoxyd und Silbersulfat.

Wird die Temperatur zu weit gesteigert, so zerlegt sich auch das lbersulfat in Silber, Schweflige Säure und Sauerstoff, so dass h das Silber der Auslaugung entzieht.

Enthält der Stein Arsen und Antimon in merklicher Menge, entstehen bei der Röstung Arseniate und Antimoniate des Silbers, elche sich gleichfalls der Auslaugung mit Wasser entziehen und durch Silberverluste herbeiführen. Schwefelblei und Schwefelantion veranlassen ein Zusammensintern des Steins zu kleinen Knoten

(Sinterknoten), so dass die von letzteren eingehüllten Steintheile der Röstung entzogen werden.

Es eignen sich hiernach für das Verfahren nur solche Schwefelkupfer-Schwefeleisen-Schwefelsilber-Verbindungen, welche frei von Blei, Arsen und Antimon sind oder diese Körper nur in geringen Mengen enthalten.

Das durch die Röstung erhaltene Silbersulfat löst sich in heissem Wasser auf. Die Löslichkeit desselben wird durch Ansäuerung des Wassers mit Schwefelsäure bedeutend erhöht, wesshalb man am besten angesäuertes heisses Wasser zur Lösung verwendet.

Nach Rammelsberg löst sich ein Theil Silbersulfat in

180	Th.	kaltem Wasser,
88	-	kochendem Wasser,
180	-	kalter Schwefelsäure von 10° B.,
30	-	kochender Schwefelsäure von 10° B.,
20	-	- - - 20° B.,
4	-	kalter Schwefelsäure von 60° B.,
0,25	-	kochender Schwefelsäure von 66° B.,
35	-	saurer Kupfersulfatlösung von 10° B.

Ist in dem Röstgute Kupferoxydul vorhanden, so schlägt dasselbe beim Laugen aus der Silbersulfatlösung Silber nieder. Die Röstung muss desshalb so geführt werden, dass das im ersten Theile derselben entstandene Kupferoxydul vollständig in Kupferoxyd übergeführt wird.

Durch den Zusatz von Schwefelsäure zu der Laugeflüssigkeit werden die im Röstgute vorhandenen basischen Salze zum Theil in Lösung gebracht. Auch wird durch die Schwefelsäure auf die Bildung von Ferrisulfat hingewirkt, welches letztere metallisches Silber unter Entstehung von Ferrosulfat in Silbersulfat verwandeln kann.

Aus der Sulfatlösung wird das Silber durch Kupfer niedergeschlagen. Aus der hierbei entstandenen Kupfersulfatlösung, welche, mit Schwefelsäure angesäuert, wieder zum Auflösen des Silbersulfats aus dem Röstgute benutzt wird, schlägt man das Kupfer beim Absetzen derselben durch Eisen nieder.

Dem Ziervogel'schen Prozess unterwirft man grundsätzlich nur von Arsen, Antimon und Blei freie Kupfersteine mit nicht zu hohem Silbergehalte. Soll das Ausbringen an Silber ein befriedigendes sein, so ist es erforderlich, die ausgelaugten Rückstände von der Röstung, welche über eine bestimmte Menge Silber zurückhalten, nochmals sulfatisirend zu rösten und auszulaugen. In den Rückständen ist eine hinreichende Menge von basischen Salzen enthalten, um die für die Sulfatisation des Silbers erforderliche Menge von Schwefelsäure zu liefern. Auch verschmilzt man wohl die ausgelaugten und getrockneten Rückstände mit goldhaltigen Sulfiden auf gold-

ltiges Bodenkupfer (bottoms) und einen silberhaltigen Stein (Argo bei enver, Col.) und unterwirft den letzteren von Neuem dem Ziervogel-rozess.

Bei gutem Betriebe (Mansfeld) beträgt das Silberausbringen 92%.

Erze werden dem Ziervogel-Verfahren nicht unterworfen, da ieselben niemals den erforderlichen Grad der Reinheit besitzen. Speisen ssen sich gleichfalls nicht gut verarbeiten, da sich bei der Röstung erselben zu grosse Mengen von Arseniaten und Antimoniaten des ilbers bilden, welche sich nur sehr unvollständig in Silbersulfat mwandeln lassen.

Das Silber des Schwarzkupfers lässt sich in Sulfat verwandeln, enn das Schwarzkupfer in Pulverform mit Eisenvitriol oder chwefelkies geröstet wird. Es wird hierbei Kupfersulfat gebildet. Das-elbe giebt in höherer Temperatur Schwefelsäure ab, welche das Silber in ilbersulfat verwandelt. Diese Art der Silbergewinnung aus dem Schwarz-upfer wird aber nicht angewendet, da sie durch die Schwefelsäure-augerei und die Elektrolyse übertroffen ist.

Der Ziervogel-Prozess steht in Anwendung auf der Gottesbe-ohnungshütte bei Hettstädt für die silberhaltigen Kupfersteine der lansfelder Werke, zu Argo bei Denver im Staate Colorado der ereinigten Staaten von Nord-Amerika gleichfalls für silberhaltige Kupfer-teine der Boston and Colorado Smelting works und zu Swansea (Haford orks) in England.

Wie schon früher (s. Kupfer) erwähnt, werden die Kupferschiefer er Mansfelder Bergwerke nach vorgängigem Brennen zur Entfernung es Bitumens in Schachtöfen auf Rohstein (Kupferstein) verschmolzen, elcher in Kilns geröstet und dann in Flammöfen gespurt wird. Der ier erhaltene Spurstein bildet das Material für den Ziervogel-Prozess.

Der Stein enthält 74 bis 76 % Kupfer und 0,44 bis 0,46 % Silber, im Jebrigen Schwefel und Eisen. Er enthält häufig Silber metallisch ausge-chieden. Nach Plattner soll das Schwefeleisen (FeS) des Steins Silber nter Bildung von Fe_2S und Ag_2S auflösen und dasselbe beim Erkalten nter Rückbildung von FeS ausscheiden. Hampe (Chemiker-Zeitung 1893, 7, No. 92) fand, dass geschmolzenes Halb-Schwefelsilber metallisches Silber uflöst und beim Erstarren wieder ausscheidet.

Der Spurstein wird zuerst in einer Brückner-Sachsenberg'schen Kugelmühle, deren Leistung in 24 Stunden 14 bis 16 t Spursteinmehl eträgt, gemahlen und gelangt dann zur Röstung. Die letztere zerfällt n eine Vorröstung und in eine Gutröstung. Beide Arten der Röstung erden getrennt von einander in besonderen Röstöfen ausgeführt. Dabei vird das aus den Vorröstöfen kommende Röstgut, weil sich bei der Vor-östung eine theilweise Sinterung desselben nicht vermeiden lässt, erst in Kugelmühlen gemahlen, ehe es der Gutröstung unterworfen wird.

Durch die Vorröstung bezweckt man die Zersetzung des Sch kupfers und Schwefeleisens, die Bildung von Kupferoxyd und von Oxyd Eisens, die Zerlegung des entstandenen Eisensulfats und die Bildun Kupfersulfat. Die Bildung von Kupferoxydul, welches beim Aus Silber niederschlägt, sucht man dadurch einzuschränken, dass m Ueberleitung von reducirenden Feuergasen über die Röstmasse Möglichkeit vermeidet. Im Uebrigen lässt sich aber die Bildun Kupferoxydul in Folge der Einwirkung von Schwefliger Säure auf K oxyd nicht verhindern.

Die Oefen zum Vorrösten sind sog. „Bäckeröfen", in welchen die Röstung erforderliche Temperatur lediglich durch die bei der Verbre des Schwefels entbundene Wärme erzeugt wird. Der neue Einsatz stets von der Röstung des vorhergehenden Einsatzes noch glü Ofenwände. Die von denselben ausgestrahlte Wärme sowie die Berü des Einsatzes mit der glühenden Sohle des Ofens erhitzen denselb die Entzündungstemperatur, d. i. auf diejenige Temperatur, bei w die Oxydation des in ihm enthaltenen Schwefels eintritt und neue W mengen entbindet. Zur Beförderung der Röstung muss die im Of findliche Masse fortwährend durchgekrählt werden. Das Krählen g früher durch Handarbeit, ist aber gegenwärtig durch Maschinen ersetzt worden. Zu diesem Zwecke sind 4 Heerde übereinandergelegt beiden oberen und die beiden unteren dieser Heerde sind mit ein verbunden und bilden je einen Ofen. Der gemahlene Stein geh immer über 2 untereinanderliegende Heerde. Er wird auf den Heerd eingesetzt und von dem unteren Heerd abgezogen. Die H besitzen annähernd kreisrunde Gestalt. Durch die Mitte sämm 4 Heerde der zwei untereinanderliegenden Oefen ist eine stehende e Welle durchgeführt, welche an ihrem oberen, ausserhalb des Ofe findlichen Ende mit einem Zahnrad versehen ist und durch ein Ge bewegt werden kann. Die Welle ist in jedem einzelnen Heerde mit eisernen Krählarmen versehen, welche bei der Bewegung der Well Röstgut durchkrählen.

Die Röstpost auf jedem Heerde beträgt über 1 t. Die Daue Röstung beträgt 4 bis 6 Stunden. In 24 Stunden können in einen artigen Doppelofen bis 10 t Steinmehl vorgeröstet werden.

Das Röstgut aus den Vorröstöfen enthält Oxyde des Ei Kupferoxydul, Kupferoyd, Schwefelsilber und verschieden fate, besonders Kupfersulfat.

Dasselbe wird in Kugelmühlen fein gemahlen und dann der röstung unterworfen. Durch dieselbe bezweckt man die Ueberführu Schwefelsilbers in Silbersulfat und des Kupferoxyduls in Kupferoxyd

Die Gutröstung wird in Flammöfen mit 2 terrassenförmig einander liegenden Heerden ausgeführt.

Der untere dieser Heerde liegt zunächst der Feuerung. Man w

dem letzteren ausfliessende Lauge gelangt durch das Gerinne f elbottich. In dem letzteren, welcher aus Blei hergestellt Lauge mit Schwefelsäure angesäuert und dann wieder über isse gehoben, um von Neuem zur Auflösung des Silbersulfats

n „Boston and Colorado Smelting works“ bei Argo, ido, welche vom Verfasser im Frühjahre 1892 besucht wurden, ian geröstete, Gold, Silber und Kupfer enthaltende Erze auf tein mit 40 % Kupfer, 400 Unzen Silber und 6 Unzen Gold r Stein wird nach vorgängiger Röstung auf einen concentrirten % Kupfergehalt, 700 bis 800 Unzen Silber und 10 Unzen rschmolzen. Der letztere, White Metal genannt, wird zuerst

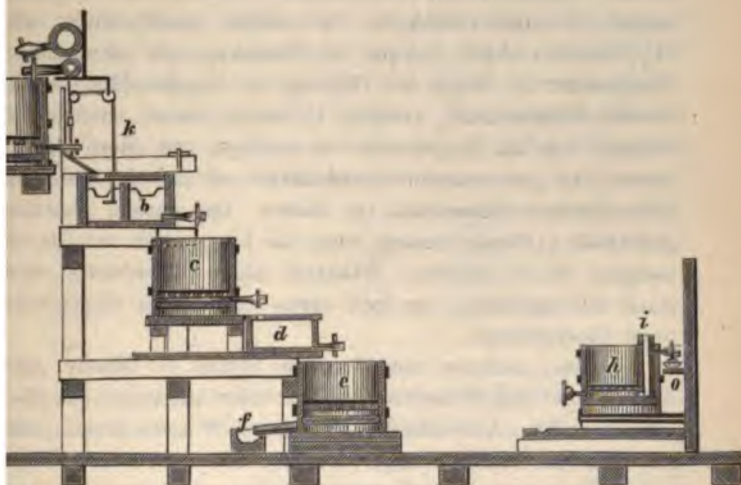


Fig. 520.

ann gemahlen und dann auf Silbersulfat geröstet. Das Röst- :h Auslaugen mit Wasser vom Silbersulfat befreit. Aus der nt man das Silber durch Ausfällen mit Kupfer. Aus der so ıpferlösung wird das Kupfer durch Eisen niedergeschlagen. ugte Rückstand, welcher noch das gesammte Gold ent- it goldhaltigen Pyriten in englischen Flammöfen auf stein verschmolzen. Der letztere wird einem Röstschmelzen ıpfer (bottoms) und auf einen silberhaltigen Kupfer- orfen, welcher gleichfalls nach Ziervogel's Methode be- Bei der Röstung setzt man 2 % Natriumsulfat zu, welches on Silbersulfat befördern soll. Der nach Ziervogel's Methode

ne Mittheilungen über die chem. Vorgänge bei der Röstung finden lassischen Abhandlung von Steinbeck. Preuss. Minist.-Zeitschrift

geröstete Stein wird ausgelaugt und dann an Werke verkauft, welche Kupfervitriol herstellen und die bei der Behandlung des ausgelaugten Steins mit Schwefelsäure verbliebenen Rückstände auf Gold und Silber verarbeiten.

Die nähere Behandlung des White Metal besteht darin, dass es grob zerkleinert (das Klein fällt durch ein Sieb von 6 Maschen auf den Längszoll = 0,0254 m) und dann durch 24stündiges Rösten in Flammöfen von der Hauptmenge seines Schwefels befreit wird. Das Röstgut wird dann in einer chilenischen Mühle derartig zerkleinert, dass es durch ein Sieb von 60 Maschen auf den Längszoll (0,0254 m) hindurchfällt. Alsdann gelangt es zur Röstung auf Silbersulfat. Die Röstdauer beträgt 5 Stunden. Während der ersten $1\frac{1}{2}$ Stunden wird die Temperatur sehr niedrig gehalten. Hierbei kommt die Röstmasse in Folge der Oxydation der Schwefelmetalle in dunkle Rothglut. Im zweiten Zeitabschnitt, welcher gleichfalls $1\frac{1}{2}$ Stunden währt, nimmt die Röstmasse bei schwacher Steigerung der Temperatur in Folge der Bildung von Kupfersulfat an Volumen zu. Im dritten Zeitabschnitt, welcher 1 Stunde dauert, wird die Temperatur gesteigert, um das Kupfersulfat zu zerlegen und durch die Einwirkung der hierbei frei gewordenen Schwefelsäure auf das bis dahin noch unzersetzte Schwefelsilber Silbersulfat zu bilden. Im vierten Zeitabschnitt, welcher gleichfalls 1 Stunde dauert, wird die Temperatur auf der nämlichen Höhe belassen wie im dritten. Während dieses Abschnittes wird die Röstpost stark durchgekrählt, um noch etwa vorhandenes Kupferoxydul in Kupferoxyd überzuführen.

Arsen, Antimon und Wismuth bilden in Wasser unlösliche Verbindungen mit dem Silber und bleiben beim Auslaugen des Röstgutes in demselben zurück. Am schädlichsten soll Wismuth sein, dessen Sulfat sich mit dem Silbersulfat mengt oder verbindet und durch Wasser nicht gelöst wird. Im grossen Durchschnitte bleiben nach dem Auslaugen 40 Unzen Silber in 1 t Röstgut zurück (d. i. 0,1244 %). Der grösste Theil dieses Silbers wird bei der weiteren Verarbeitung der Rückstände gewonnen.

Das Auslaugen des Röstgutes geschieht in Holzfässern mit Hülfe von heissem Wasser (ohne Zusatz von Schwefelsäure). Die Lauge durchläuft zuerst mit Kupfer gefüllte Fällgefässe, in welchen das Silber niedergeschlagen wird, und gelangt dann auf Eisenabfälle, durch welche das Kupfer ausgefällt wird.

Das ausgefällte Silber ist durch metallisches Kupfer und durch Kupferoxydul verunreinigt. Zur Entfernung dieser Körper wird das Silber längere Zeit mit Wasser, welchem Schwefelsäure zugesetzt ist, und in welches durch einen Dampfinjector Luft eingeblasen wird, gekocht. Durch die Schwefelsäure wird das Kupfer in Gegenwart von Luft und Wasser in Sulfat übergeführt und durch das Wasser aufgelöst. Das Silber wird ausgewaschen, getrocknet, geschmolzen und in Barren gegossen. Der Feingehalt der letzteren beträgt 999 Tausendtheile.

gelaugte Röstgut enthält noch den gesammten Goldge-
s, ferner 0,1240% Silber und 55% Kupfer in dem Zustande
Ferner enthält es Eisenoxyd, Bleisulfat und Wismuth-
verschmilzt es mit goldhaltigem Pyrit sowie mit quarzigen
einen Stein mit 10 bis 15 Unzen Gold (0,0311 bis 0,0467%)
ı Silber (0,0622 %) in 1 t.
ltene Stein wird, wie erwähnt, in Flammöfen auf eine Legirung,
ld und die Verunreinigungen des Steines enthält (Bottoms,
r), sowie auf einen weiteren goldarmen silberhaltigen
le Metal oder Finished Metal genannt, verschmolzen. Die
; in einem Röstschmelzen, wie sie in England zur Her-
Best selected Copper ausgeführt wird. Man treibt die Oxy-
hwefelmetalle hierbei soweit, dass bei der darauf folgenden
15 G.-Th. Stein 1 G.-Th. Bodenkupfer fällt. Das letztere
00 bis 200 Unzen (3 bis 6 kg) Gold und 300 Unzen (0,9330%)
sser die Menge der verunreinigenden Elemente in dem Boden-
ı so mehr Gold kann es aufnehmen. Die Zusammensetzung
vankt nach der Natur und Menge der im Stein enthaltenen
gen. Beispielsweise ergab eine Analyse:

Cu	60,04 %	Zn	0,15
Pb	33,61	Au	0,54
As	0,44	Ag	1,35
Bi	0,40	S	1,68
Fe	0,08		

n (Finished Metal) enthält bei normalem Betriebe 90 Unzen
) %) und nicht über 0,2 Unzen (0,0006 %) Gold in der t
upfer.
e wird in der nämlichen Weise wie das White
Ziervogel's Verfahren entsilbert. Der ausgelaugte
besteht im Wesentlichen aus Kupferoxyd und hält nicht
zen Silber (0,0311 %) in 1 t zurück. Derselbe wird, wie
uft und auf Kupfervitriol verarbeitet.
vinnung des Goldes aus dem Bodenkupfer wird gegen-
gehalten.
wurde aus demselben zuerst das Blei in Flammöfen ausge-
f wurde es einem oxydirenden Schmelzen unterworfen und
er Schlacke in Granalienform gebracht. Die Granalien (mit
ld und 2 % Silber) wurden zum Zwecke der Oxydation des
tet und dann in Bleigefässen mit verdünnter Schwefelsäure
ıs Kupfer wurde hierbei aufgelöst, während Gold und Silber
zurückblieben. Dieser Schlamm, welcher 40 bis 50 % Gold
) % Silber enthielt, wurde in Graphittiegeln geschmolzen.
Legirung wurde der Goldscheidung unterworfen.

Die Boston and Colorado Smelting works lagen vor der Verlegung derselben nach Argo bei Denver in Black Hawk, Gilpin Co., Colorado.

Der Ziervogel-Prozess war daselbst mit dem Augustin-Prozess verbunden, indem ein Kupferstein (pimple metal), welcher 80 % Kupfer, 20 % Schwefel und 110 Unzen Silber sowie 1/2 Unze Gold in der t enthielt, zuerst nach Ziervogel's Verfahren geröstet und mit Wasser ausgelaugt, dann aber mit Kochsalz geröstet und mit Chlornatriumlauge behandelt wurde. Eine genaue Beschreibung dieses Verfahrens findet sich in Egleston, Metallurgy of Silver, Gold and Mercury in the United States 1887.

III. Die Gewinnung des Silbers auf elektrometallurgischem Wege.

Auf elektrometallurgischem Wege gewinnt man das Silber aus Legirungen desselben und zwar nur auf nassem Wege. Die Elektrolyse von Kupfer-Silber-Legirungen ist bereits beim Kupfer dargelegt worden. Die Elektrolyse von Gold-Silber-Legirungen wird bei der Gewinnung des Goldes besprochen werden. Es bleibt desshalb nur noch die elektrolytische Gewinnung des Silbers aus Blei-Silber-Legirungen und aus Zink-Silber-Legirungen zu erörtern.

Ueber die Zerlegung von silberhaltigem Blei (Werkblei) durch die Elektrolyse sind von Hampe[1]) Versuche gemacht worden. Die Anode bestand aus Werkblei, die Kathode aus Walzblei. Als Elektrolyt diente eine Bleizuckerlösung, welche im Liter 77,92 g Blei und etwa 4 % Eisessig enthielt. Den elektrischen Strom lieferten zwei hintereinander geschaltete Ballonelemente nach Meidinger-Pinkus. In 456 Stunden wurden 680 g Blei gefällt. Die Stromstärke betrug 0,75 Ampère. Die gesammte Anodenoberfläche war 0,039 qm. Die Stromdichte betrug 19 Ampère pro Quadratmeter. An Anodenschlamm wurden 11 g gewonnen.

Die Zusammensetzung des Werkbleis, des niedergeschlagenen Bleis und des Anodenschlamms ergeben sich aus den nachstehenden Analysen:

---

[1]) Zeitschr. für das Berg-, Hütten- u. Salinen-Wesen im Preussischen Staate. 1882. S. 81.

	Werkblei	Elektrolytisch gefälltes Blei	Anoden-schlamm
Pb	98,79767	99,99297	23,97
Bi	0,00376	0,00305	11,20
Cu	0,37108	0,00060	14,44
Sb	0,55641	0,00099	29,70
Ag	0,25400	—	18,435
Fe	0,00575	0,00041	Spur
Ni	0,00730	—	0,090
Zn	0,00271	0,00198	1,80
S	0,00132	—	—

Das Verfahren der Zerlegung im Grossen ist von Keith angegeben rden und stand zu Rome im Staate New-York in Anwendung. Das erkblei wurde in einem Flammofen eingeschmolzen und in 4 kg schwere atten von 0,61 m Länge, 0,152 m Breite und 0,0032 m Dicke gegossen. ese Platten wurden in Musselinsäcke eingehüllt und bildeten die Anoden s durch eine Dynamomaschine erzeugten Stromes. Als Elektrolyt diente ie durch Auflösen von Bleisulfat in Natriumacetat dargestellte Flüssigit. Die Zersetzungszellen waren cylindrische Bottiche von 1,83 m Durchesser und 1 m Tiefe. Die Kathoden stellten concentrisch in diese Botthe hineingestellte Cylinder aus Messingblech dar. Die Durchmesser r einzelnen Cylinder nahmen von 1,828 m beim äussersten Cylinder bis f 0,61 m beim innersten Cylinder ab. Die Entfernung der einzelnen linder von einander betrug 5 cm.

Die Werkbleiplatten wurden in der Zahl von 276 in concentrischen ngen an den Anodenrahmen angehängt. Derselbe bestand aus einer aus upfer hergestellten Nabe mit 6 radialen Armen, an welchen in gewissen tfernungen mit Hülfe von Messingplatten und Messinghaken die gechten Bleiplatten befestigt wurden. Der Anodenrahmen wurde mit Hülfe nes Fahrkrahnes so über die als Kathoden dienenden Messing-Cylinder senkt, dass jede Bleiplatte zwischen je zwei Messingkathoden schwebte.

Die als Elektrolyt dienende Flüssigkeit wurde durch eine Holzröhrentung von unten in die Bottiche geführt und floss am oberen Rande derlben ab, von wo sie zuerst in einen Sammelbehälter und dann in einen uckbehälter gelangte, in welchem letzteren sie durch eine kupferne mpfschlange auf 38° C. erwärmt und dann den einzelnen Bottichen eder zugeführt wurde. Auf diese Weise wurde ein stetiger Umlauf r Flüssigkeit, welcher ein Haupterforderniss für das Gelingen des Prosses bildete, erzielt.

Der elektrische Strom ging durch ein Rohr bis zur Mitte des ersten ttichs, von dort nach der Seite desselben und an dieser herab nach m nächsten Bottich, welcher wieder in der nämlichen Weise durchflossen urde. Von hier aus wanderte er der Reihe nach durch sämmtliche Bot-

Gold.

Physikalische Eigenschaften.

Das Gold besitzt eine charakteristische gelbe Farbe (Goldgelb). Die-ist um so heller, je mehr Silber es enthält. In feiner Vertheilung n dünnen Blättchen ändert sich diese Farbe in roth, blau und grün. scheint das fein vertheilte Gold im Rubinglas und Goldpurpur dunkel- während dünne Goldblättchen im durchfallenden Lichte grün er-nen.

Das Gold krystallisirt im regulären System. Der Bruch desselben akig. Es ist weicher als das Silber, besitzt dagegen nahezu die gkeit dieses Metalles. Es ist das ductilste von allen Metallen. Beispiels-gelang es Réaumur, einen Goldüberzug auf 0,00000218 mm Dicke dehnen. Durch geringe Beimengungen anderer Metalle, besonders durch Blei, wird die Ductilität stark vermindert.

Das spec. Gewicht des Goldes beträgt nach G. Rose bei einer peratur von 17,4° C. 19,30 bis 19,33, wenn es geschmolzen und ge-n ist, 19,33 bis 19,34, wenn es gepresst ist, 19,55 bis 20,72, wenn it Eisenvitriol gefällt ist.

Der Schmelzpunkt des Goldes wird zwischen 1037° (Becquerel) und 10° (Riemsdyck) angegeben. Violle fand ihn (1879) zu 1035°.

In starker Hitze verflüchtigt sich das Gold in der Gestalt eines hlichen Dampfes. Nach Elsner verflüchtigte sich reines Gold, welches Porzellanscherben gestrichen und eingebrannt war, vollständig im uer (2500 bis 3000°) des Porzellan-Gutofens. Die Flüchtigkeit des oldes wird durch die Anwesenheit fremder Metalle erhöht. So betrug ach Napier der Goldverlust beim Erhitzen mit 12% Kupfer zur Schmelz-itze 0,234 %, mit 10 % Kupfer in grösserer Hitze 0,21 %, in stärkster Hitze 0,8 %.

Das Gold hat die Eigenschaft, im dichten Zustande beim Erhitzen zur Rothglut, im schwammförmigen Zustande schon bei gewöhnlicher Temperatur Gase zu absorbiren. So absorbirten nach Graham zur Roth-glut erhitzte Goldröllchen 0,48 Vol.-Procente Wasserstoff, 0,29 Vol.-

tiche, deren Zahl [illegible] Kohlensäure, 0,19 bis 0,24 Vo[illegible]
betrug $2\frac{1}{2}$ bis [illegible] der Luft. Schwammförmig[illegible]
betrug, bei [illegible] entliess beim Erhitzen bis [illegible]
51,316 qm, [illegible] aus Kohlensäure, Kohlenox[illegible]
der Kathode [illegible]
einer [illegible]
schlug sich [illegible] Goldes wird, wenn das Wärm[illegible]
den Anoden [illegible] angenommen wird, zwischen 60 un[illegible]
eine metall[illegible] Calvert und Johnson 98, Wied[illegible]
wurde, [illegible]
werden [illegible] ist zwischen 0,0298 (Dulong un[illegible]
besonder[illegible]
des Botti[illegible] Elektricität ist nach Matthiessen be[illegible]
Der in de[illegible] des Silbers bei 0° zu 100 an[illegible]
geschm[illegible]

Die [illegible] auf die physikalischen Eigen[illegible]
Scheid[illegible] ist hervorzuheben, dass Blei, Wismuth
dessha[illegible] Zinn das Gold schon in sehr geringer
dass [illegible] Blei, Wismuth oder Zinn machen das
Umsch[illegible] nimmt dem Golde nach Hatchett schon
nieder[illegible] Auch Tellur macht das Gold spröde.
Edel[illegible] spröde. Enthält das Gold gleichzeitig
unver[illegible] eine Beimengung von 5 bis 7 % Zink
Laug[illegible] nicht. Platin vermindert die Ductilität
[illegible] desselben in grosser Menge (über ½) beige-
[illegible] Iridium legiren sich in Folge ihrer hohen
[illegible] mit dem Golde, sondern bleiben als Körner in
[illegible] welche in Folge ihrer grossen Härte die Be-
[illegible] beeinträchtigen.

[illegible] Gewinnung des Goldes wichtigen chemi[illegible] Eigenschaften desselben und der Verbindungen dieses Metalles.

[illegible] oxydirt sich weder bei gewöhnlicher Temperatur noch in [illegible] Seine Oxydationsstufen, deren es zwei (Goldoxydul, Au_2O [illegible], Au_2O_3) giebt, sind noch wenig bekannt.

[illegible] löst sich weder in Schwefelsäure noch in Salpetersäure, noch in [illegible] auf. Dagegen ist es auflöslich in Flüssigkeiten, welche Chlor [illegible] Brom enthalten, in Lösungen von Natriumthiosulfat, Calciumthio-sulfat, Natriumkupferthiosulfat, von Cyanverbindungen (besonders in Cyan-kalium) und bei 100° in geringer Menge in Eisen- und Kupferoxydsalzen beim Vorhandensein von Alkalicarbonaten und von Kohlensäure im Ueber-schuss.

Das trockene Chlorgas greift geschmolzenes Gold nicht an, wohl aber attgold bei 300° und pulverförmiges Gold bei gewöhnlicher Temperatur.

Das Gold löst sich dagegen leicht in Flüssigkeiten, welche Chlor thalten (Chlorwasser) oder Chlor erzeugen, wie z. B. Königswasser, emische von Salzsäure mit Chromsäure, Antimonsäure, Hyperoxyden, itraten, Gemische von Salpetersäure mit Salmiak oder Chlornatrium.

Es wird hierbei Goldchlorid, $AuCl_3$, gebildet. Dieses Salz, welches ngedampft eine dunkel rubinrothe oder rothbraune Masse bildet, wird eim Erhitzen bis zu 180° in Goldchlorür, AuCl, und Chlor zerlegt. eim Erhitzen über 200° zerfällt das Goldchlorür in Chlor und Gold

Das Brom wirkt ähnlich auf das Gold ein wie das Chlor, nur ist ie Einwirkung eine langsamere.

Wässrige Jodlösungen greifen das Gold nicht an, dagegen wirken therische Lösungen des Jods schon im Sonnenlichte auf das Gold ein. ie Wirkung derselben erhöht sich erheblich bei gesteigerter Temperatur d vermehrtem Druck.

Die Thiosulfate von Calcium, Natrium, Kalium und Magsium lösen metallisches Gold unter Bildung von Doppelsalzen auf. ispielsweise bildet Natriumthiosulfat das Doppelsalz $3 Na_2S_2O_3 + Au_2S_2O_3$ $4 H_2O$. Nach Russel lösten 1000 ccm Natriumthiosulfatlösung der veriedensten Concentration 0,002 g Gold auf. Aehnlich stellt sich das sungsvermögen der Calcium- und Magnesiumthiosulfatlösungen. Nur Kaliumthiosulfatlösung hat eine geringere Lösungsfähigkeit. Die sungsfähigkeit von Natriumkupferthiosulfatlösungen für Gold ist die nliche wie die der Natriumthiosulfatlösungen (Russel).

Durch Cyankalium und Cyannatrium wird das Gold als Doppelz in Lösung gebracht, durch Cyankalium beispielsweise als Kaliumldcyanür ($KAuCy_2$).

Das Gold ist in seinen Lösungen nur sehr schwach gebunden und d desshalb durch eine ganze Reihe von Körpern aus denselben auschieden, wie durch Phospor, Schweflige Säure, Stickoxydgas, lpetrige Säure und deren Salze, Arsenige Säure, Antimonlorür, Quecksilber, Silber, Palladium, Platin, unedle Metalle, hle, Eisenoxydulsalze, Zinnchlorür und viele organische Verdungen, z. B. Oxalsäure. Sulfide (Pyrit, Kupfersulfid, Zinkblende, nober, Antimonglanz, Schwefelnatrium) schlagen aus Goldchloridlösungen ld metallisch nieder. Aus Kalium- und Natrium-Goldcyanürlösungen d das Gold durch Alkalimetalle und Zink metallisch ausgefällt.

Bei der Goldgewinnung wendet man zum Niederschlagen des Goldes Lösungen Eisenoxydulsalze (Eisenvitriol, Eisenchlorür), Holzkohle, wefelwasserstoff und Sulfide, sowie aus verdünnten Cyangoldlösungen k an.

Mit freiem Schwefel geht das Gold keine Verbindung ein. Dagen wird durch Schwefelwasserstoff aus Goldlösungen ein braun-

... Schwefel und Gold bestehender Niederschlag ... besteht er hauptsächlich aus Schwefelgold, ... Erhitzen zersetzt und das gesammte Gold ... In Schwefelalkalien löst sich Schwefelgold ... Schwefelsalz bildet. Schmilzt man Gold mit Car... und Schwefel, so erhält man gleichfalls ein lösliches ...

... Metallen bildet das Gold Legirungen.

... legirt sich das Gold leicht in den verschiedensten ... das sog. „Goldamalgam", welches in Quecksilber ... Das Quecksilber nimmt nicht nur das Gold sehr leicht auf, ... im Sande, das Gold von Substanzen, welche leichter ... mechanisch zu trennen. Bringt man z. B. gold... Quecksilberbad, so sinken die Goldtheilchen in dem ... während der Sand auf der Oberfläche des Quecksilbers ... Das goldhaltige Quecksilber lässt sich durch Glühen in Gold ... zerlegen, indem sich das Quecksilber (bei 360°) ver... als Metall zurückbleibt. Das verflüchtigte Queck... Condensation des Dampfes wiedergewonnen werden.

... Quecksilber bei gewöhnlicher Temperatur flüssig ist und ... meisten Bestandtheilen der Golderze nicht verbindet, da es ... verhältnissmässig niedriger Temperatur von dem Golde ... bildet es das am häufigsten angewendete Ansammlungs... Gold der Golderze.

... Silber lässt sich das Gold in allen Verhältnissen legiren ... Auch findet sich das natürlich vorkommende Gold ... mehr oder weniger grossen Mengen von Silber legirt.

... daher Silber in Erzen oder Hüttenerzeugnissen enthalten ist, ... der Zugutemachung derselben durch Schmelzprozesse das ... Körpern enthaltene Gold auf. Man erhält daher bei der Gold... sehr häufig silberhaltiges Gold oder goldhaltiges Silber. Die ... Gold-Silberlegirung wird der sogenannten „Goldscheidung" ... welche weiter unten des Näheren dargelegt werden wird. ... und Silber lassen sich, wie schon beim Silber Seite 472 dargelegt ist, ... Verwandlung des Silbers in Nitrat, in Sulfat, in Chlorsilber und ... Schwefelsilber sowie mit Hülfe der Elektrolyse trennen.

Mit Blei schmilzt das Gold sehr leicht in allen Verhältnissen zu... Auch nimmt das Blei das Gold aus Verbindungen desselben in der Schmelzhitze mit grosser Leichtigkeit auf. Durch die Möglichkeit der Oxydation des Bleis in höherer Temperatur zu einem schmelzbaren Oxyde lassen sich Gold und Blei ähnlich wie Silber und Blei (durch Abtreiben oder Capelliren) trennen.

Da das meiste Blei silberhaltig ist, so erhält man bei der Gewinnung des Goldes mit Hülfe von Blei das Gold gewöhnlich mit Silber

egirt. Gegenüber dem Quecksilber hat das Blei den Nachtheil, dass es nicht wie dieses bei gewöhnlicher Temperatur zur Goldextraction angewendet werden kann, sondern dass es erst flüssig gemacht und durch Zufuhr bedeutender Wärmemengen im flüssigen Zustande erhalten werden muss, um auf Gold einzuwirken. Es bildet trotzdem ein vorzügliches Ansammlungsmittel für Gold und Silber beim Verschmelzen Gold und Silber enthaltender Erze und Hüttenerzeugnisse. Man wendet dasselbe seltener im metallischen Zustande als in Gestalt von Erzen und Hüttenerzeugnissen an, aus welchen es bei den betreffenden Schmelzprozessen reducirt wird.

Das Kupfer legirt sich leicht mit dem Gold (rothe Karatirung). Aus Kupferlegirungen lässt sich das Gold durch Blei ausziehen. Ferner lassen sich Kupfer und Gold durch Auflösen des Kupfers in Säuren sowohl als auch durch Elektrolyse scheiden. Man wendet das Kupfer zur Ansammlung des Goldes aus Gold und Silber enthaltenden Kupfererzen und kupferhaltigen Hüttenerzeugnissen, seltener zur Ansammlung aus kupferfreien Erzen an. Es wird hierzu in der Gestalt von Kupfererzen und von Kupfersteinen verwendet.

Das Zink verbindet sich gleichfalls leicht mit dem Gold. Aus der Zinkgoldlegirung lässt sich das Zink durch Abdestilliren, durch Auflösen, durch Oxydation und durch Elektrolyse entfernen. Es findet keine Anwendung zur directen Abscheidung des Goldes aus Erzen, wohl aber erhält man eine gold-, silber-, blei- und zinkhaltige Legirung bei der Entsilberung goldhaltigen Werkbleis durch Zink. Das Gold geht hier mit dem Kupfer in die sich zuerst abscheidende Legirung über, welche man auf goldhaltiges Silber verarbeitet.

Die Gold-Erze.

Das Gold findet sich in der Natur im gediegenen Zustande und an Tellur gebunden.

Das eigentliche Golderz ist das

gediegene Gold.

Dasselbe ist gewöhnlich mit Silber legirt, dessen Gehalt bis 39 % betragen kann. Ausserdem enthält es in geringerer Menge öfters Platinmetalle, Eisen, Kupfer, Bei, Wismuth und Quecksilber.

Das gediegene Gold findet sich theils anstehend auf seinen ursprünglichen Lagerstätten, theils in Geröll- und Sandablagerungen, welche aus der Zerstörung dieser Lagerstätten hervorgegangen sind. Das auf der ursprünglichen Lagerstätte vorkommende Gold wird „Berggold" genannt, während das Gold der Geröll- und Sandablagerungen, der sogen. Seifenwerke, „Waschgold" oder „Seifengold" genannt wird.

Das Berggold findet sich gewöhnlich in Quarz eingesprengt, in Begleitung von Brauneisenstein (in den oberen Teufen der Lagerstätten)

und Kiesen (in den grösseren Teufen der Lagerstätten), besonders von Pyrit, dann von Arsenkies, Zinkblende und Bleiglanz. In sehr geringer Menge findet es sich auch auf vielen Erzlagerstätten, welche Kiese oder Blenden führen (Rammelsberg, Lautenthal, Freiberg, Reichenstein).

Das Seifen- oder Waschgold findet sich in Gestalt von Staub, Körnern, Blättchen und grösseren Stücken in den sog. Goldseifen, das sind Ablagerungen von Sand, Gerölle, Breccien, welche sich entweder unmittelbar an der Erdoberfläche (shallow placers) oder in mehr oder weniger grosser Entfernung unter derselben (deep placers) ausbreiten und aus der Zerstörung Gold führender Lagerstätten hervorgegangen sind. Auch findet es sich, aus goldhaltigem Gebirge ausgewaschen, im Sande vieler Flüsse und Bäche. Als Beimengungen des Waschgoldes sind besonders Quarz, Thon, Glimmer, Chlorit, Serpentin, Titan-, Magnet- und Chromeisenstein, Granat, Spinell, Zirkon und Platin zu nennen. Bedeutende Goldseifen finden sich z. B. in Californien am Westabhange der Sierra Nevada, wo sie bis 200 m mächtig sind und Flussläufe des Pliocen ausfüllen.

In den Seifenwerken von Californien wurden nach Egleston 70 kg schwere Goldklumpen gefunden, von Australien (Ballarat in Victoria) 92 kg schwere und von Westindien 1350 kg schwere Goldklumpen.

Die wichtigsten Fundorte für gediegenes Gold sind: Australien, besonders die Colonien Victoria (Ballarat, Bendigo), Queensland (Mount-Morgan, eine Zeit lang die ergiebigste Goldgrube der Welt, Gympie-Goldfeld), West-Australien (besonders die Coolgardie-Mines), Neu-Süd-Wales und Neu-Seeland (in diesen Ländern findet es sich theils anstehend, theils auf secundärer Lagerstätte), Nord-Amerika, besonders die Vereinigten Staaten, dann Britisch Columbien, Neu-Fundland, Neu-Schottland. In den Vereinigten Staaten sind hervorzuheben: Californien, besonders die Abhänge der Sierra Nevada (auf primären und secundären Lagerstätten), Nevada (Washoe-District, Carson-River-Gebiet), Oregon, Idaho, Montana, Utah, Wyoming, Colorado, Arizona. In Süd-Amerika findet sich Gold in Peru und Brasilien, in Africa besonders in Transvaal und Südwest-Africa, in Asien in Vorder-Indien, Turkestan, Ost- und West-Sibirien. In West-Sibirien findet es sich theils auf primärer, theils auf secundärer Lagerstätte bei Beresowsk, Miask, Troitzk, Goroblagodat, Tagilsk, Bisersk, Kischtimsk, sowie in den Gebieten der Baschkiren, Teptjaren und Kosacken; in Ost-Sibirien in den Gebieten der Flüsse Jenisei, Amur, Olekma, Witim und Kara.

In Europa findet sich Gold nur in verhältnissmässig geringer Menge. Das reichste Goldland ist Siebenbürgen (Abrudbanya, Vöröspatak, Butzum, Vulkoy, Ruda, Brad). Es findet sich ferner in Kärnthen (Heiligenblut), Salzburg (Rauris und Gastein), in Finnland und Norwegen. In Deutschland findet sich Gold nur in höchst unbedeutender Menge im Sande einiger Flüsse (Rhein, Eder) sowie auf einigen, Kiese führenden Erzlagerstätten.

Die Verbindungen des Goldes mit Tellur
den sich nur selten in grösseren Mengen. Derartige Verbindungen sind das hrifterz oder der Sylvanit (Au, Ag) Te_2, das Blätter-Tellur oder der gyagit $(Pb, Au)_2$ $(S Te Sb)_3$ und das Weiss-Tellur (AuAgPb) $(TeSb)_3$.

Diese Erze finden sich zu Nagyag und Offenbanya in Siebenbürgen, Altai und im Boulder-District in Colorado (Vereinigte Staaten von rd-Amerika).

Goldhaltige Hüttenerzeugnisse.

Als goldhaltige Hüttenerzeugnisse, welche Material für die Goldvinnung liefern, sind besonders Steine, Schwarzkupfer, Krätzen, lacken und Gold-Silber-Legirungen anzuführen. Seltener wird aus Kiesränden Gold gewonnen.

Die Gewinnung des Goldes.

Das Gold lässt sich aus seinen Erzen sowohl direct durch Verschen als auch durch metallurgische Prozesse gewinnen. Durch letzteren wird es an Blei, Quecksilber, Silber oder Kupfer geden oder in die Form wässriger Lösungen gebracht. Die Gewinnung n mit Hülfe des trockenen Weges, des nassen Weges und der ktrolyse erfolgen.

Wir haben daher zu unterscheiden:

1. Die Gewinnung des Goldes durch Verwaschen allein.
2. Die Gewinnung des Goldes auf trockenem Wege.
3. Die Gewinnung des Goldes auf nassem Wege.
4. Die Gewinnung des Goldes auf elektrometallurgischem Wege.

Die Gewinnung des Goldes durch Verwaschen allein geieht durch Aufbereitung goldführender Sande, Gerölle und Erze.

Die Gewinnung des Goldes auf trockenem Wege geschieht ch Ueberführung desselben in eine Gold-Blei- bzw. Gold-Silber-Bleiirung und durch Abtreiben derselben.

Die Gewinnung des Goldes auf dem vereinigten trockenen d nassen Wege geschieht

a) durch Ueberführung des Goldes in eine Gold-Quecksilber Legirung,
b) durch Ueberführung des Goldes in die Form wässriger Lösungen,
c) durch Ueberführung des Goldes in die Form von Gold-Silber- und Gold-Kupfer-Legirungen und Auflösung des Silbers bzw. Kupfers aus diesen Legirungen.

Die Gewinnung des Goldes auf elektrometallurgischem Wege geschieht durch Ueberführung des Goldes in Gold- Silber- und Gold-Kupfer-Legirungen und Scheidung des Silbers bzw. Kupfers vom Golde durch Elektrolyse.

Die Scheidung von Gold und Silber ist unter dem Namen der „Goldscheidung“ bekannt und soll unabhängig von den übrigen Prozessen der Goldgewinnung am Schlusse der Goldgewinnung betrachtet werden.

Die Auswahl der gedachten Arten der Goldgewinnung hängt wesentlich von der Art des Vorkommens des Goldes und von der Art der Beimengungen desselben ab.

Die Gewinnung des Goldes durch Aufbereitung allein ist nur bei gediegen Gold führenden Erzen möglich. Abgesehen von der Ausscheidung des in grösseren Körnern und Stücken in den Seifenwerken vorkommenden Goldes durch Ausklauben oder Waschen wird sie wegen der mit ihr verbundenen grossen Goldverluste nur noch ausnahmsweise in uncultivirten Ländern ausgeführt. Dagegen wird die Aufbereitung der Golderze häufig mit der Amalgamation derselben verbunden.

Die Gewinnung des Goldes auf trockenem Wege erfolgt durch Verschmelzung der Golderze oder der goldhaltigen Hüttenproducte mit Blei, Bleierzen oder bleihaltigen Hüttenerzeugnissen.

Grundsätzlich ist diese Art der Goldgewinnung anzuwenden, wenn man es nicht mit reinen Golderzen, sondern mit gold- und silberhaltigen Bleierzen zu thun hat. Auch bei gold- und silberhaltigen Kupfererzen kann sie mit Vortheil angewendet werden.

Auf reine Golderze wird man sie anwenden, wenn Bleierze und Brennstoffe billig zu haben sind, oder wenn die übrigen Methoden der Goldgewinnung durch das Verhalten des Goldes in den Erzen ausgeschlossen sind.

Die Gewinnung des Goldes durch Ueberführung desselben in eine Quecksilberlegirung, die Amalgamation, ist grundsätzlich anzuwenden, sobald der Goldgehalt der Erze zum weitaus grössten Theile durch das Quecksilber aufgenommen wird. Sie ist die einfachste und billigste Methode der Goldgewinnung, versagt aber oft bei Erzen, welche das Gold in sehr feiner Vertheilung oder in Pyrit eingehüllt enthalten.

Die Gewinnung des Goldes durch Ueberführung desselben in die Form wässriger Lösungen (in der Form von Goldchlorid oder Kalium-Gold-Cyanür) wird angewendet, wenn das Gold aus den Erzen durch Quecksilber nicht vollständig ausgezogen werden kann, wie es vielfach bei pyrithaltigen Erzen der Fall ist. Diese Art der Goldgewinnung ist in vielen Fällen mit Vortheil anwendbar, in welchen die Amalgamation versagt und die Schmelzprozesse zu theuer sind.

Die Gewinnung des Goldes durch Ueberfüh
in die Form von Gold-Silber- und Gol
und die Auflösung des Silbers und

girungen ist die Verbindung von Schmelzprozessen sowohl, wie von Prozessen auf nassem Wege mit der Goldscheidung. Das goldhaltige Kupfer erhält man beim Verschmelzen goldhaltiger Kupfererze oder beim Verschmelzen von Golderzen mit Kupfererzen oder Kupfersteinen. Goldhaltiges Silber erhält man beim Verbleien von goldhaltigen Silbererzen. Silberhaltiges Gold erhält man bei den meisten Goldgewinnungsprozessen. Silber und Kupfer werden durch Säuren in Lösung gebracht, während das Gold ungelöst bleibt. Das Nähere hierüber ist bei der Goldscheidung dargelegt.

Die Gewinnung des Goldes auf elektrometallurgischem Wege ist bis jetzt nur mit Vortheil auf Legirungen des Goldes, besonders auf Gold-Kupfer und auf Gold-Silber-Legirungen angewendet worden und bildet gleichfalls eine Art der Goldscheidung.

1. Die Gewinnung des Goldes durch Aufbereitung.

Die Gewinnung des Goldes durch Aufbereitung allein findet wegen der hiermit verbundenen, bis zu 50 % steigenden Goldverluste in Culturländern nur noch ausnahmsweise statt. Dagegen ist die Verbindung der Aufbereitung mit der Amalgamation die am häufigsten angewendete Methode der Goldgewinnung.

In Californien bedienen sich die Goldsucher der Pfanne (pan) zur Prüfung des goldhaltigen Gesteins und zur ersten Gewinnung des Goldes (Fig. 521 und 522). Dieselbe ist eine Schüssel aus Eisenblech, welche ihnen gleichzeitig auch als Essgeräth dient. In Mexico und Süd-Amerika wird zu diesem Zwecke eine hölzerne Schüssel von der Gestalt eines flachen Kegels (0,4 m Durchmesser und 0,05 m Höhe) die sog. batea (Fig. 523 und 524) angewendet.

Apparate, welche früher in Californien zur Goldgewinnung Anwendung fanden, sind die Wiege (Cradle, rocker) und der sog. long Tom. Die Wiege stellt einen mit einem Siebboden versehenen Kasten dar, welcher mit Hülfe einer Handhabe in eine schaukelnde Bewegung versetzt werden kann. Der goldhaltige Sand wird mit Wasser in den Kasten gebracht. Die gröberen goldfreien Theile werden von dem Wasserstrom über den Siebboden hinweg nach aussen geführt, während die feineren goldhaltigen Theile durch das Sieb hindurch auf den geneigten, durch Querleisten in eine Reihe von Abtheilungen getheilten Boden des Kastens gelangen. Die leichteren Theile werden von dem Wasserstrom über den Boden hinweggeführt und ausgetragen, während das Gold auf demselben liegen bleibt.

Die Einrichtung einer Wiege ist aus den Figuren 525 und 526 ersichtlich. s ist der Siebboden, t der durch Scheidewände v in eine Reihe einzelner Abtheilungen getheilte Boden. y sind die (2) Wiegenfüsse. Dieselben liegen auf dem Boden z auf. H ist die Handhabe, mit deren

Hülfe der Apparat geschaukelt wird. Die gröberen Theile werden durch das Gerinne G, die leichteren, feineren Theile durch das Gerinne K ausgetragen. Bei feinem Gold ist der Verlust ein sehr grosser. Ein Mann

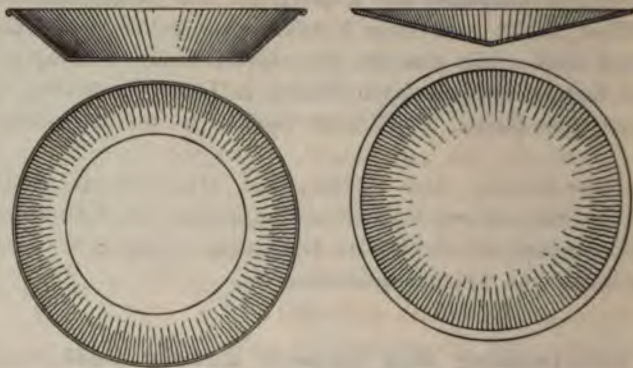


Fig. 521 und 522. Fig. 523 und 524.

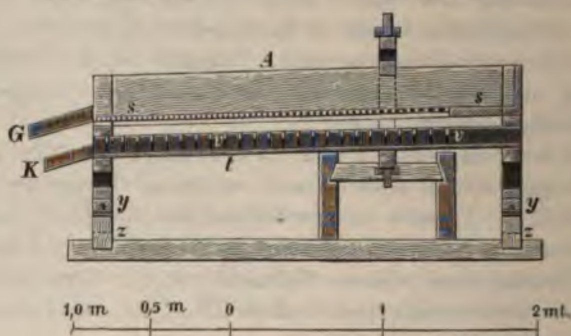


Fig. 525.

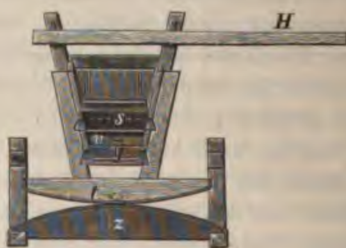


Fig. 526.

kann in einem Tage $1\frac{1}{2}$ Cubik-Yard goldhaltigen Sandes in diesem Apparate verwaschen. Er wird in Californien gegenwärtig nur noch von Chinesen angewendet, welche die bereits verwaschenen Massen noch einmal nachwaschen.

Auch der long Tom wird gegenwärtig nur noch von Chinesen gehandhabt. Derselbe besteht aus zwei Gerinnen, von welchen das tiefer liegende einen durch Querleisten in Abtheilungen getheilten Boden besitzt. Das obere Gerinne ist 4,2 m lang und hat eine Neigung von 1 Zoll (0,0254 m) auf 1 Fuss (0,3048 m). Das obere Ende desselben ist 0,5 m, das untere 0,76 m weit. Das untere Ende ist durch ein Sieb verschlossen, welches die gröberen Theile des Sandes zurückhält. Das untere Gerinne ist 3,6 m lang, 0,91 m weit und hat die nämliche Neigung wie das obere Gerinne. Durch einen starken Wasserstrom werden die Massen, welche am oberen Ende des oberen Gerinnes aufgegeben werden, über beide Gerinne geführt. Das Gold wird zwischen den Querleisten des unteren Gerinnes aufgefangen. Zwei Mann leisten mit dem long Tom fünf Mal so viel wie mit der Wiege.

Gegenwärtig wendet man in den Vereinigten Staaten von Nord-Amerika die sog. sluices an, das sind hölzerne Gefluder von 0,40 bis 0,55 m Breite und wenigstens 0,22 m Tiefe. Dieselben besitzen eine Länge von 3,6 m. Sie werden mit einander zu langen Gerinnen, deren Länge viele hundert Meter betragen kann, verbunden und erhalten auf je 3,6 m Länge eine Neigung von 0,20 bis 0,50 m. Sie werden bald durch Längsleisten, bald durch Querleisten in Abtheilungen getheilt. Durch diese Leisten, welche aus Holz bestehen und festgekeilt werden, soll der Thon zertheilt werden. Von Zeit zu Zeit bringt man sog. undercurrents zur Ausscheidung gröberer Theile an. Dieselben werden dadurch gebildet, dass man in einem Gerinne den Boden durch einen Rost ersetzt und das Ende des Gerinnes frei lässt. Unter dem Rost bringt man ein Gerinne an, welches senkrecht zu dem Hauptgerinne steht. Das letztere lässt man in ein der Richtung des ursprünglichen Gerinnes paralleles Gerinne, welches die Fortsetzung des Hauptgerinnes bildet, münden. Durch den Rost fallen die feineren Theile hindurch in das Quergerinne und werden in das, die Fortsetzung des Hauptgerinnes bildende Gerinne geschwemmt, während die gröberen Theile über den Rost hinweggeführt werden und durch das offene Ende des Hauptgerinnes austreten.

Das Gold wird in Abtheilungen aufgefangen, welche durch Querleisten gebildet werden. Gewöhnlich bringt man auch Quecksilber in dieselben, vereinigt also die Amalgamation mit dem Verwaschen. Das zu verwaschende Erz wird am Kopfe des Gerinnes aufgegeben und durch einen Wasserstrom durch dasselbe hindurchgeführt.

Die Sluice gilt als die beste Vorrichtung zum Verwaschen goldhaltiger Massen.

In Russland verwendet man Aufbereitungsvorrichtungen, welche durch Maschinen betrieben werden. (Waschtrommeln und Waschheerde.)

Das durch die Aufbereitung gewonnene Waschgold enthält oft noch Magnet-, Titan- und Chromeisenstein sowie sonstige specifisch schwere Mineralien beigemengt. Von diesen Körpern wird es durch Schmelzen

mit Pottasche, Borax und Salpeter befreit. Der Magneteisenstein wird zuweilen vor dem Schmelzen durch Magnete ausgezogen. Das Schmelzen geschieht gewöhnlich in Graphittiegeln. Auch wird wohl unreines Gold in das Bleibad eines Treibofens eingetränkt.

2. Gewinnung des Goldes auf trockenem Wege.

Die Gewinnung des Goldes auf trockenem Wege geschieht durch Ueberführung desselben in Blei und Abtreiben der erhaltenen Legirung. Da das Blei stets silberhaltig ist, so erhält man beim Abtreiben desselben kein reines Gold, sondern eine Gold-Silber-Legirung, welche der Goldscheidung unterworfen werden muss.

Die Bindung des Goldes an Blei, die sog. „Verbleiung", findet in der nämlichen Weise statt wie die Verbleiung des Silbers. Sie kann sowohl durch Eintränken der Erze in ein Bleibad als auch durch Verschmelzen der Erze mit bleihaltigen Vorschlägen oder durch vorgängiges Verschmelzen der Erze auf Steine und darauf folgendes Verschmelzen der letzteren mit bleihaltigen Vorschlägen erfolgen.

Das Eintränken reiner Golderze in ein Bleibad findet nur ausnahmsweise statt, wohl aber werden Erze, welche Gold und Silber in grösserer Menge enthalten, in das Bleibad eines Treibofens eingetränkt. Das Eintränken geschieht in der nämlichen Weise, wie es oben beim Eintränken der Silbererze dargelegt ist.

Das Verschmelzen der Erze mit bleihaltigen Vorschlägen auf Werkblei erfolgt in der nämlichen Weise, wie es oben von den Silbererzen beschrieben ist. Gold- und silberarme Erze verschmilzt man erst auf einen Stein und verbleit den letzteren in der nämlichen Weise, wie es beim Silber dargelegt ist.

Sind die Golderze kupferhaltig, so sammelt sich ein Theil des Goldes im Kupfer bzw. in Kupfersteinen und im Schwarzkupfer an.

Diese Körper werden in der nämlichen Weise verbleit wie die betreffenden silberhaltigen Hüttenerzeugnisse.

Mit Hülfe von Zink lässt sich das goldhaltige Blei in der nämlichen Weise an Gold anreichern, wie das silberhaltige Blei an Silber. Bei der Anreicherung des Silbers in silberhaltigem Blei, welches gleichzeitig Gold enthält, sammelt sich das Gold in dem zuerst zugesetzten Zink an. Nach der Entfernung des Zinks aus der Legirung erhält man ein goldhaltiges Blei, welches behufs der Goldgewinnung abgetrieben wird.

Beim Eintränken und Verschmelzen goldhaltiger Silbererze gehen Gold und Silber in das Blei.

Das Abtreiben von goldhaltigem bzw. gold- und silberhaltigem Blei unterscheidet sich nicht vom Abtreiben des silberhaltigen Bleis.

Man erhält beim Abtreiben von gold- und silberhaltigem Blei eine ›ld-Silber-Legirung, welche, wie erwähnt, der Goldscheidung unter- ›rfen wird.

Die Verbleiung von Gold- und Silbererzen bzw. von goldhaltigen lbererzen steht in Anwendung zu Schemnitz, Nagybanya und alathna in Ungarn, zu Freiberg in Sachsen, zu Andreasberg ı Oberharz. Die Prozesse auf diesen Werken sind bereits bei der Ver- leiung der Silbererze beschrieben.

Zu Zalathna (Seite 489) erhält man aus goldhaltigen Pyriten chliesslich ein Werkblei von der Zusammensetzung:

Pb	99,346
Sb	0,018
Cu	Spur
Ag	0,326
Au	0,310
Fe	Spur

Dasselbe wird in deutschen Treiböfen mit Holzfeuerung abgetrieben. ›er erste Einsatz an Werkblei beträgt 2,4 bis 2,6 t und wird durch Nach- etzen auf 8 bis 9 t erhöht. Der Bleiverlust beträgt 8 %. Das Blick- lber enthält 97,5 % feines güldisches Silber, welches letztere wieder 50,4 % 'eingold enthält.

›. Die Gewinnung des Goldes auf dem vereinigten trockenen und nassen Wege.

›. Die Gewinnung des Goldes durch Ueberführung desselben in eine Gold-Quecksilber-Legirung.

Diese Goldgewinnungsmethode führt den Namen „Amalgamation“.

Dieselbe besteht darin, das Gold der Erze an Quecksilber zu binden ›d die so erhaltene Gold-Quecksilber-Legirung, das Gold-Amal- ›am, durch Glühen zu zerlegen, wodurch man einerseits das Gold › Metall erhält, andererseits das Quecksilber als Dampf verflüchtigt ›d durch Condensation desselben wieder gewinnt.

Das Quecksilber legirt sich nicht nur mit dem Golde, sondern es ›ranlasst auch eine mechanische Trennung des Goldes von seinen Bei- ›engungen, indem beim Behandeln von zerkleinerten Golderzen mit Queck- lber die Goldtheilchen in Folge ihres hohen specifischen Gewichtes in ›m Quecksilber niedersinken, die Bergarten aber auf der Oberfläche des ›ecksilbers schwimmen.

Die Amalgamation ist auf Erze anwendbar, welche das Gold im ge- ›genen Zustande und freiliegend enthalten. Erze, welche das Gold in ›rit eingehüllt enthalten, bedürfen vor der Amalgamation einer Röstung.

... enthaltene Chlorgold wird durch Queck-
... Quecksilberchlorür zerlegt. Das hierbei aus-
... dem Quecksilber aufgenommen.
... welche bei der Amalgamation der Silbererze
... bei der Amalgamation der Golderze nach-
... Blei-, Wismuth-, Zink- und Antimon-
... zähe machen, und wasserhaltige Mag-
... Silicate, welche die Bildung von zerschlage-

... vorausgehenden Zerkleinerung der Erze
... leicht zu dünnen Platten gepocht oder ge-
... sich schwieriger mit dem Quecksilber als das
... daher leicht durch den Wasserstrom fortgeführt.
... des Quecksilbers auf die feinen Erztheilchen
... Theile desselben zu feinen Kügelchen, welche
... umgeben und dann nur schwierig wieder zu
... zusammenfliessen, so dass sie grösstentheils fortge-
... Dieselben haben bereits eine gewisse Menge Edel-
... nicht nur ein Verlust an Quecksilber, sondern
... fortgeführt wird.
... Rösten von kiesigen Golderzen bildet
... Haut von Eisenoxyd auf dem Golde und macht
... unempfänglich für die Einwirkung des Queck-
... derartiges Gold in den Vereinigten Staaten von
... Gold). Durch chlorirende Röstung wird
... indem das Eisenoxyd in flüchtiges Eisen

... die Amalgamation von goldführenden
... eine vorgängige Zerkleinerung nicht er-
... die Amalgamation von solchen Massen,
... Zerkleinerung bedingen. Dieselbe wird entweder gleich-
... Amalgamation oder vor der Amalgamation bewirkt.
... Amalgamation werden die Erze entweder ohne vor-
... des Goldgehaltes oder während der An-
... desselben oder nach der Anreicherung desselben

... Amalgamation ohne vorgängige Zerkleinerung der goldführenden Massen.

... Ohne vorgängige Anreicherung des Goldgehaltes.

... Art der Amalgamation fand bis vor Kurzem in ausgedehntem
... Californien statt, wo sie mit dem hydraulischen Abbau
... Goldseifen vereinigt war.

Die Goldalluvionen werden daselbst durch starke, unter hohem Drucke
ıende Wasserstrahlen losgespült und durch den Wasserstrom in
ge Gerinne geführt, in welchen sie mit Quecksilber in Berührung
racht werden.

Das Wasser wird in grossen Behältern (Teichen und Seen) ange-
ımelt und dann durch Leitungen, deren Länge oft 100 englische Meilen
rsteigt, den Orten der Verwendung zugeführt. Dasselbe gelangt aus



Fig. 527.

ı Wasserleitungen in eiserne Röhren von 0,762 m Durchmesser
d aus den letzteren in Vertheilungskästen, von welchen besondere
itungen nach verschiedenen Punkten der Seifen abgezweigt sind. Das
ısser tritt am Ende der Zweigleitungen durch in verticaler und horizontaler
htung drehbare Düsen, die sog. Monitors, unter dem Drucke einer
ıssersäule von 76 bis 152 m Höhe in Gestalt eines Strahles von 0,101
s 0,279 m Stärke aus und wird mit entsprechender Kraft auf eine Ent-
nung von 48 bis 60 m gegen die Alluvionen geschleudert. Eine Idee

Das in chlorirend gerösteten Erzen ...
silber unter Bildung von Queck...
geschiedene Gold wird von dem ...

Die nämlichen Körper, ...
hinderlich sind, wirken auch ...
theilig. Es sind dies besonders ...
erze, welche das Amalgam ...
nesia- und Thonerde-S...
nem Quecksilber ... den

Bei der der Am... gem
werden gröbere Gold... Tunnel
walzt. Dieselben ... mit i
feine Pulver und ... stat

Bei dem ... 3,65
zerstäuben ... eine von
sich mit ... Falle du
grösseren
schwemm
metall
auch

...Meilen. (
...schwankt zwis
...chen 0,9 und
...der Gerinne
...man bei gewö
...igem Kies sowo
Die Gerinne er
Stücke der Allu

...Steinen oder
...aus Bohlen herg
...innes mit Stei
...228 bis 0,304 m
...kommenden Geste

Die Zwischenräume zwischen denselben werden bis zu einer gewissen Höhe mit Kies ausgefüllt. In die nun noch bleibende Vertiefung zwischen denselben wird Quecksilber zum Auffangen des Goldes eingegossen. Das Seitenfutter, welches gleichfalls aus der Figur ersichtlich ist, besteht aus einer unteren Holzbohle von 0,050 m Dicke, welche sich 0,254 bis 0,381 m über das Pflaster erhebt, und einer darauf genagelten zweiten Bohle von 0,152 bis 0,203 m Dicke.

Das Steinpflaster ist bei Weitem dauerhafter als das Holzpflaster, erfordert aber mehr Wasser und eine grössere Neigung des Gerinnes als das letztere.

Ein Gerinne mit Pflaster aus Holzblöcken ist aus Fig. 529 ersichtlich. Die Holzblöcke sind 0,152 bis 0,304 m hoch und 0,304 bis 0,457 m im Quadrat stark. Die Klötze werden zu einer Reihe verbunden, welche rechtwinklig zur Längsaxe des Gerinnes von einer Seite desselben zur andern geht. Die einzelnen Reihen werden von einander durch Querleisten getrennt, die auf den Boden des Gerinnes aufgenagelt werden. Diese Querleisten, welche 0,038 m dick und halb so hoch wie die Holzklötze sind, lassen über sich Spalten zwischen je zwei Reihen von Klötzen frei, in welche Quecksilber zum Auffangen des Goldes eingegossen wird. z ist das Seitenfutter des Gerinnes.

Das Holzpflaster hat den Nachtheil, dass es nur kurze Zeit aushält, indem es durch die über dasselbe rollenden Steine schnell abgerieben wird. Bei starkem Betriebe hält es selten länger als 3 Monate. Ausserdem bietet es dem Quecksilber nicht so viele Zwischenräume dar als das Steinfutter.

Um den feineren Goldtheilen Gelegenheit zu geben, sich abzusetzen, sind stellenweise grosse flache Holzkästen, sog. undercurrents, an die Gerinne angeschlossen. Dieselben besitzen rechteckige oder quadratische Gestalt und 0,381 m Tiefe. Da dieselben eine Fläche von 180 bis 750 qm erhalten, wird eine langsame Bewegung des Wasserstroms in denselben und dadurch das Niederfallen der feineren Goldtheilchen erzielt. Aus diesen undercurrents tritt der Strom in die Verlängerung des Hauptgerinnes.

Die Einrichtung des undercurrent ist aus der Figur 530 (Egleston l. c. p. 223) ersichtlich. Das Hauptgerinne G hat in seinem unteren Theile Z anstatt des Bodens einen aus Stahlstäben bestehenden Rost. Durch denselben fallen die feineren Theile hindurch und gelangen mit einem grossen Theile des Wasserstroms in das stark geneigte Gerinne y, welches sie in den undercurrent W führt. Zur gleichmässigen Vertheilung des Wasserstroms sind nahe am Kopfende des undercurrents eine Reihe von Holzklötzen angebracht. Der undercurrent hat eine Neigung von 0,3048 m auf je 3,657 m und hat auf seinem Boden, ähnlich wie die Hauptgerinne, Spalten der verschiedensten Art, in welche Quecksilber zum Auffangen des Goldes eingegossen wird. Am unteren Ende des Kastens tritt der Strom bei U aus und fällt zuerst in den Kasten N, drop-box genannt, um dann in die Verlängerung L des Hauptgerinnes zu fliessen. Beim Durch-

fliessen des Stromes durch den undercurrent lässt er einen grossen Theil Gold auf dem Boden desselben, welches durch das in den Spalten des Bodens befindliche Quecksilber amalgamirt wird.

Die gröberen Stücke, welche nicht durch den bei Z befindlichen Rost in den undercurrent hineingelangen können, werden über den ersteren hinweggeführt und gelangen mit einem Theil des Stromes durch das enge Gerinne P auf einen aus Eisenschienen bestehenden, um 30° geneigten Rost Q, den sog. grizzly. Der Zwischenraum zwischen je zwei Schienen beträgt 0,152 m. Der grizzly befindet sich über der drop-box und ragt weit genug über dieselbe hinaus, um die sich auf ihm ansammelnden gröberen Steine fortzuführen. Der Wasserstrom und die in ihm enthaltenen kleineren



Fig. 530.

Theile der Alluvionen treten durch die Spalten des Rostes hindurch in den Fallkasten (drop-box) N, wo sie sich mit dem aus dem undercurrent kommenden Strom vereinigen und in das verlängerte Hauptgerinne L fliessen. Die gröberen Steine hingegen werden über den Rost fortgeführt und fallen in einen Abgrund.

Der grizzly ist immer an einem Abgrund oder an einem sehr steilen Berggehänge anzulegen. Der Fallkasten (drop-box) muss sehr stark construirt sein und einen aus Steinen gepflasterten Boden erhalten. Die Entfernungen, in welchen undercurrents und grizzlies anzulegen sind, hängen von der Oberflächen-Configuration und von der Natur und Masse der Alluvionen ab.

Auf Sailors Union Mine, Iowa Hill Ridge, mussten 161557 Theile taube Massen entfernt werden, um 1 Th. Gold zu erhalten[1]).

[1]) Prod. Gold and Silver in the U. S. 1882, pag. 730.

Auf der North Bloomfield Mine musste sogar 1 Th. Gold aus 12 107 116 Th. tauben Gerölles ausgewaschen werden.

Das Quecksilber wird in möglichst feiner Vertheilung (gewöhnlich in einem Topfe mit vielfach durchlochtem Boden) am oberen Ende des Hauptgerinnes eingetragen und in den gedachten Spalten (riffles) aufgefangen. Gewöhnlich werden täglich mehrere Portionen desselben im Gesammtgewichte von 50 kg aufgegeben. In einem Gerinne von 1500 m Länge sind gleichzeitig 250 bis 300 kg Quecksilber enthalten, in den grössten Gerinnen 2 bis 3 t.

Das Gold-Amalgam wird aus den oberen Theilen des Gerinnes 1 bis 2 Mal im Monate, aus den anderen Theilen desselben in längeren Zeitperioden (6 Wochen bis 1/2 Jahr) entfernt. Eine Reinigung des ganzen Gerinnes (general clean up) findet einmal jährlich statt. Zum Zwecke des Ausschlagens des Gold-Amalgams wird das Pflaster des Bodens von oben nach unten zu entfernt. Nachdem man die Gerinne auf kleine Strecken durch Querleisten geschlossen hat, giesst man Quecksilber zur Ansammlung des Amalgams ein und schöpft dasselbe nach der Aufnahme des letzteren in Eimer.

Der grösste Theil des Amalgams sammelt sich im oberen Theile des Hauptgerinnes und ein weiterer beträchtlicher Theil in den undercurrents an. Gegen 80% des gesammten gewonnenen Goldes werden aus den ersten 70 yards des Gerinnes ausgehoben.

Das Amalgam wird zuerst mit Wasser, dann mit Quecksilber behandelt. Das Gold-Amalgam sinkt in dem Quecksilber zu Boden, während die unedlen Metalle an die Oberfläche des Quecksilberbades treten. Der obere Theil des Bades wird abgeschöpft und der untere Theil desselben unter Zusatz von weiterem Quecksilber durchgerührt. Der an die Oberfläche tretende Schaum wird wieder entfernt. Das verbliebene Amalgam wird nun in der nämlichen Weise wie das Silber-Amalgam durch einen Beutel aus Segeltuch filtrirt, um es von überschüssigem Quecksilber zu befreien. Alsdann wird es zur Entfernung weiterer Verunreinigungen mit verdünnter Schwefelsäure gekocht und schliesslich ausgeglüht.

Der von der Oberfläche des Quecksilberbades abgehobene Schaum wird zur Entfernung der unedlen Metalle mit Salpetersäure behandelt, ausgewaschen, filtrirt und dann zusammen mit dem Amalgam weiter verarbeitet.

Der Verlust an Gold lässt sich nicht genau angeben, da man den Goldgehalt der Alluvionen nicht genau feststellen kann. In dem Gold-River-District, Placer County, wurde das Goldausbringen aus 1 Cub.-Yard[1]) der Alluvionen zu 0,0475 Dollars, zu French Corral, Nevada County, aus dem oberen Theil der Alluvionen zu 15 cents, aus dem unteren Theil zu 3 Dollars 50 cents per Cub.-Yard angenommen. Auf der Spring

[1]) Das Gewicht von 1 Cub.-Yard Alluvionen ist zu 1 1/2 bis 1 3/4 t ermittelt.

Valley Mine schwankte das Ausbringen aus dem besten Theil der Alluvionen zwischen 1 bis 8 Dollars per Cub.-Yard. Im Allgemeinen nimmt man an, dass der Goldverlust zwischen 15 und 50 % schwankt.

Der Quecksilberverlust schwankt nach Egleston[1]) zwischen 10 und 37,5 % der angewendeten Quecksilbermenge. In der Mehrzahl der Fälle beträgt er 10 bis 15 %.

Die Gewinnung des Goldes auf die gedachte Art hat die Anhäufung der weggeschwemmten Geröll- und Schuttmassen in den Flüssen von Californien und dadurch die Ueberschwemmung der fruchtbaren Flussniederungen zur Folge gehabt. In Folge dessen ist sie bei der Wichtigkeit der Landwirthschaft für Californien von der Regierung der Vereinigten Staaten untersagt worden. Sie findet daher gegenwärtig in Californien nicht mehr statt.

b) Amalgamation mit vorgängiger Anreicherung des Goldgehaltes.

Diese Art der Amalgamation wird mit durch Verwaschen angereichertem Goldsande ausgeführt. Sie geschieht in der nämlichen Weise wie die in den folgenden Capiteln beschriebene Amalgamation der zerkleinerten und dann in ihrem Goldgehalte angereicherten Massen.

Die Amalgamation künstlich zerkleinerter goldführender Massen.

Diese Art der Amalgamation wird immer bei Berggold und in manchen Fällen auch bei fest zusammengekitteten goldhaltigen Stücken (cement) der Seifenwerke angewendet.

Dieselbe geschieht vortheilhafter vor der Anreicherung des Goldgehaltes als nach erfolgter Concentration desselben durch Verwaschen, da bei den Anreicherungsarbeiten stets erhebliche Goldverluste eintreten. In manchen Fällen, z. B. bei Erzen, welche sowohl Freigold als auch in Sulfurete (Pyrite) eingehülltes Gold enthalten, wird zuerst das Freigold amalgamirt, dann werden die Sulfurete durch Verwaschen angereichert und entweder nach vorgängiger Röstung amalgamirt bzw. chlorirt oder auf trockenem Wege (durch Verbleiung) verarbeitet.

Die Amalgamation geschieht nun entweder schon während der Zerkleinerung und, soweit das Gold hierbei nicht ganz ausgezogen wird, im Anschlusse daran nach derselben oder erst nach erfolgter Zerkleinerung.

---

[1]) l. c. p. 271.

... während, theils nach der ...nerung.

...n findet in kleinem Maassstabe in ...e in Arrastras, in Mühlen der ver...en in Pochwerken statt. Durch die ...bracht, indess ist sie nicht ohne Gold...lich wird nur dasjenige Gold ausge...t in Pyrite oder sonstige Sulfurete ein...

...-Amalgamation.

...eits beim Silber beschrieben worden ist, ...n (Arizona, Californien, Oregon, Montana, ...Werken für goldarme Erze angewendet, ...Zustande oder mit Silber legirt enthalten. ...teinbrechern, Pochwerken oder chilenischen ...die Arrastra gebracht. Es schwankt in ...ulver und Stücken von der Grösse eines ...gt je nach der Grösse der Arrastra 300 bis ...ne Zeit lang gemahlen ist, erfolgt der Zu...enge desselben beträgt je nach der Menge ...en Edelmetalle 50 bis 75 kg, bei reicheren ...halten die Erze grosse Mengen von Silber, so ...iges Amalgam zu erhalten und giebt bis zu ...ne Unze Silber. Von Chemikalien setzt man ...asche zu, um das Quecksilber blank zu er...andlung eines Einsatzes beträgt je nach der ...bis 10 Stunden. Eine Arrastra von 3,657 m ...Mahlsteinen kann bei 15 Umdrehungen in der ...also grossen Einsätzen (von 2 t) in 24 Stunden

...Amalgamation wird entweder die ganze Masse ...in welchem die Trennung des Amalgams ...in der nämlichen Weise bewirkt wird, wie es ...die Rückstände werden aus der Arrastra ...Amalgam in derselben angesammelt wird. ...aus Segeltuch filtrirt und dann ausge...entweder über amalgamirte Kupferplatten ...ndlung in Pfannen (pans) unterworfen oder

... in der Arrastra ge...es, die Silbermenge

Die Mühlen-Amalgamation.

Von den in neuester Zeit in den Vereinigten Staaten und in Australien für die Gold-Amalgamation in Aufnahme gekommenen Mühlen ist die Huntington-Mühle zu erwähnen.

Dieselbe wirkt sowohl als Zerkleinerungsmaschine als auch als Amalgamator und wird mit Vortheil auf kleineren Werken angewendet. Sie eignet sich besonders für thonige Erze. Auch für Erze, welche ausser Freigold Sulfurete enthalten, ist sie mit Vortheil anwendbar. Die aus der Mühle austretenden Erze werden über amalgamirte Kupferplatten

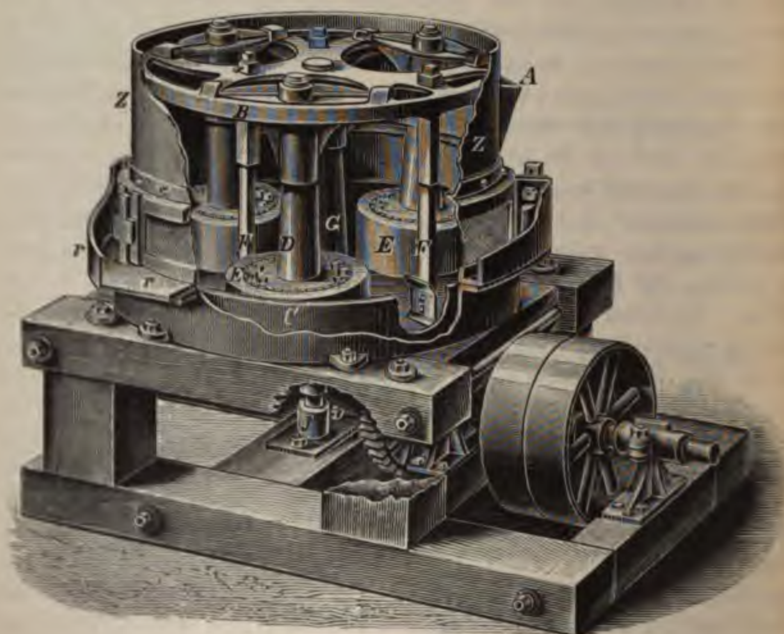


Fig. 531.

geleitet, auf welchen das noch in denselben enthaltene Freigold sowie das fortgeführte Amalgam zurückgehalten werden. Enthalten die Erze Sulfurete (goldhaltige Pyrite), so lassen sich dieselben, nachdem sie die amalgamirten Kupferplatten passirt haben, auf Aufbereitungsmaschinen concentriren und gewinnen.

Ehe die Erze auf die Huntington-Mühle kommen, werden sie in Steinbrechern gebrochen.

Die Einrichtung der Huntington-Mühle ist aus der Figur 531 ersichtlich. Z ist ein Cylinder aus Gusseisen (pan), in dessen oberem Theile sich eine ringförmige Platte B befindet. Dieselbe ist an der stehenden Welle G befestigt und kann mit derselben gedreht werden. In der Ring-

platte sind drei mit Stahlschuhen E versehene Stempel D so aufgehängt, dass die untere Fläche der Schuhe 0,0254 m über dem Boden der Pfanne bleibt und dass Stempel und Schuh eine schwingende Bewegung machen können. Dreht sich die stehende Welle G, so werden Stempel und Schuhe mit derselben herumbewegt. In einiger Entfernung über dem Boden des Cylinders ist ein aus mehreren Theilen bestehendes ringförmiges Sieb angebracht, gegen welches das Erzpulver gespritzt wird und durch welches es bei hinreichender Feinheit ausgetragen wird. Vor dem Ringsieb befindet sich eine ringförmige Rinne r, durch welche der ausgetragene Erzbrei abfliesst. Durch den Trichter A wird das Erz mit der erforderlichen Menge Wasser und Quecksilber in die Mühle aufgegeben. Das Erz wird beim Rotiren der Stempel und Schuhe in Folge der Centrifugalkraft sowie ausserdem noch durch die Schaber F an den Rand der Mühle gedrängt und hier durch die Stahlschuhe an der harten Seitenwand C zerdrückt. Durch die oscillirende Bewegung der Schuhe wird das Erzpulver eine Strecke weit vorwärts geschoben und mit dem auf dem Boden der Mühle befindlichen Quecksilber in innige Berührung gebracht. Die Schaber F verhindern eine Anhäufung des Erzes in der Mühle. Das Erzpulver wird durch die Bewegung der Schuhe gegen das Ringsieb gespritzt und, sobald es den nöthigen Grad der Zerkleinerung erreicht hat, ausgetragen. In Folge dieses Umstandes gelingt es nicht, alles Gold in der Mühle zu amalgamiren. Man lässt die ausgetragene Trübe desshalb über amalgamirte Kupferplatten laufen, um den Rest des Goldes zu amalgamiren.

Die Anordnung einer Goldmühle mit amalgamirten Kupferplatten und mit Frue vanners zur Concentration der in den ausgetragenen Erzen enthaltenen Sulfurete ist aus den Figuren 532 und 533 ersichtlich. Das auf einem Steinbrecher vorgebrochene Erz gelangt auf die selbstthätige Füttervorrichtung a und aus derselben in die Mühle b. Die aus derselben ausgetragene Trübe gelangt auf die vier unter einander befindlichen amalgamirten Kupferplatten c, d, e und f, auf welchen der Rest des Goldes hängen bleibt, und schliesslich zur Concentration der Sulfide auf die Frue vanners g.

Die Huntington-Mühlen stehen in Californien, Oregon, Alaska, Idaho, Montana, Utah, Colorado, Arizona, Neu-Mexico, ferner in Mexico, in Central-Amerika, in Süd-Amerika, sowie in Australien in Anwendung. In der letzten Zeit sind dieselben auch in Kremnitz in Ungarn eingeführt worden. Sie erfordern verhältnissmässig wenig Kraft zum Betriebe (4 Pferde für die Verarbeitung von 12 t Erz täglich, 6 Pferde für 20 und 8 Pferde für 30 t). Ihr Durchmesser schwankt zwischen 1 und 1,82 m.

Auf der Spanish Mine, Nevada County, Californien[1]), werden aus zersetztem Schiefer, Thon und Quarz bestehende Golderze mit nur

[1]) Egleston l. c. 417.

60 cents Goldwerth per t zuerst in Blake'schen Steinbrechern gequetscht und dann durch automatische Füttervorrichtungen in vier Huntington-Mühlen geführt, von welchen drei je 1,5 m Durchmesser besitzen, die vierte dagegen nur 1,219 m.

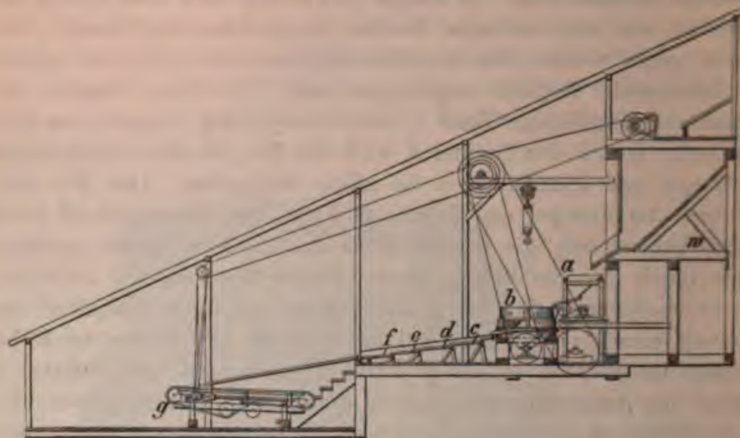


Fig. 532.

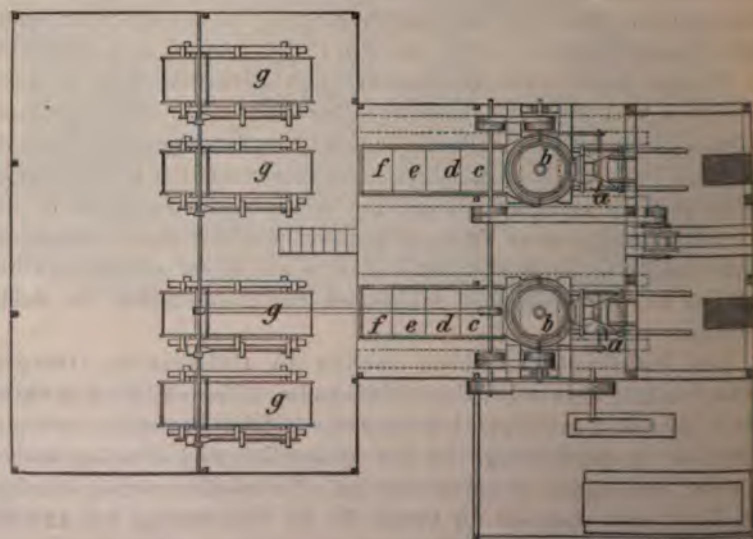


Fig. 533.

Die grösseren Mühlen verarbeiten bei 60 Umdrehungen der Hauptwelle in der Minute 35 bis 40 t täglich, die kleineren 30 t. Das Ringsieb hält nur vier Tage, der Boden und die ringförmige Mahlfläche dagegen 1 Jahr. Der Quecksilberzusatz beträgt 1 Unze auf 4 t Erz. Vo

dem Golde werden 45 % in der Mühle, 55 % auf den amalgamirten Kupferplatten gewonnen. Die von den letzteren abfliessenden Rückstände gehen in die wilde Fluth. Der Quecksilberverlust beträgt 1 Unze auf 15 bis 30 t Erz.

Auf der „Vereinigten Kremnitzer Caroli- und Stadtgrube" bei Kremnitz in Ungarn verarbeitet man Goldquarze mit 3 % Pyrit, 7 bis 8 g Gold und 20 g Silber per ton.

Die Erze werden auf Black- und Dodge-Steinbrechern mit einer Leistungsfähigkeit von 3 bis 5 t per Stunde zu Stücken von 5 cm Seite vorgebrochen und dann durch eine Tulloch'sche Aufgebevorrichtung in die Huntington-Mühle eingetragen. Dieselbe erfordert bei 70 Umgängen in der Minute 8 Pferdekräfte und verarbeitet in 24 Stunden 12 t Erz. Dasselbe wird durch ein Sieb von $^3/_{10}$ mm Schlitzweite ausgetragen. In der Mühle befinden sich ausser dem erforderlichen Wasser 10 kg Quecksilber. Alle 10 Minuten setzt man ausserdem noch 5 g Quecksilber zu.

Die ausgetragene Erztrübe fliesst über vier amalgamirte Kupferplatten auf Frue vanners, deren je zwei für eine Mühle vorhanden sind. Die Kopfplatte des Frue vanners ist eine amalgamirte Kupferplatte. Der Kraftbedarf eines Frue vanners beträgt $^1/_2$ Pferd.

Auf denselben werden die goldhaltigen Pyrite gewonnen. Die von den Frue vanners abfliessende Trübe wird noch einer weiteren Anreicherung auf Kehrheerden unterworfen. Der durch die Aufbereitungsarbeiten gewonnene goldhaltige Pyrit enthält 30 g Gold und 60 g Silber in der Tonne. Derselbe wird auf der Schemnitzer Hütte verbleit.

Aus der Mühle wird das Goldamalgam monatlich einmal herausgeholt, während die Kupferplatten alle zwei Tage gereinigt werden. Das Amalgam wird in Glockenöfen, wie sie weiter unten beschrieben sind, ausgeglüht.

Das Ausbringen an Gold (im Amalgam und den Pyritschlichen) beträgt 70 %. Der Quecksilberverlust beträgt 8 g per t Erz. Der Stahlring in der Mühle hält drei Monate, die Ringe der Walzen halten je 6 Wochen.

Eine mit einem Quecksilberbehälter versehene Mühle neuester Construction ist die Crawford-Mühle. Die Einrichtung derselben ist aus der Figur 534 ersichtlich[1]). Durch den Trichter A gelangt das Erz auf den rotirenden Tisch F und von dort zwischen die Eisenkugeln E, welche es zu feinem Pulver zerreiben. Das letztere gelangt durch die Oeffnungen N in den mit Quecksilber gefüllten Behälter G, in welchem das Freigold zurückgehalten wird, während das entgoldete Erz vermittelst eines von unten in die Mühle eintretenden Wasserstroms durch die Oeffnungen N wieder in die Mühle und von dort in den ringförmigen Raum

[1]) Dürre, Zeitschr. d. Vereins deutscher Ing. 1893, S. 902. Die amerikanische Metallurgie auf der Weltausstellung in Chicago 1893.

welche sich das Amalgam sowohl wie freies Gold ansetzen. Das freie Gold amalgamirt sich in diesem Falle mit dem Quecksilber der Kupferplatten.

Da indess nicht alles Gold im Pochtrog amalgamirt wird, so leitet man den Erzbrei aus dem Pochtroge zum Auffangen des noch nicht amalgamirten Goldes sowie des ausgetragenen Quecksilbers und Amalgams über amalgamirte Metallplatten.

Es hat nämlich Quecksilber, welches auf Metallplatten, besonders uf Kupfer, Silber, versilberte und vergoldete Kupferplatten aufgerieben ird, die Eigenschaft, das Gold bei oberflächlicher Berührung desselben it diesen Platten festzuhalten und Gold-Amalgam zu bilden, welches sich haalenförmig oder in dendritischer Form an den Platten ansetzt. Die nalgamationskraft der Platten wird erhöht durch Aufreiben von Natriumnalgam auf dieselben.

Das in Sulfide (Pyrit, Arsenkies) eingehüllte Gold entzieht ch der Amalgamation. Sind daher ausser Freigold noch goldltige Sulfide in den Erzen enthalten (z. B. in Californien 1 bis 6 %, Colorado erheblich mehr), so lässt man die Erze nach dem Ueberführen rselben über amalgamirte Metalltafeln durch mit amalgamirten Kupferatten ausgekleidete Gerinne auf Concentrationsapparate (gewöhnlich ue vanners) treten, um mit Hülfe derselben die Sulfide in der Form nes Schliches zu gewinnen. Dieser Schlich wird entweder verhmolzen oder nach vorgängiger Röstung mit Chlor behandelt oder ltener nach vorgängiger Röstung amalgamirt.

Die Pochwerks-Amalgamation wurde zuerst in Californien ausgehrt und hat sich von dort aus über die ganze Erde verbreitet.

Die Einrichtung der Pochwerke, welche californische Pocherke (Californian Mill) genannt werden, ist im Wesentlichen die mliche wie die der oben beschriebenen californischen Pochwerke für die lbererze. Auch ist die Einrichtung und Anordnung der Steinbrecher zum rbrechen der Erze sowie der Füttervorrichtungen die gleiche wie für e Silbererze.

Man wendet grundsätzlich automatische Füttervorrichtungen . Durch dieselben wird die Leistung der Pochwerke gegenüber der ndfütterung um 20 bis 25 % vermehrt. Eine häufig angewendete Fütterrichtung ist die bereits Seite 672 beschriebene Vorrichtung von Tulloch. ne derartige Vorrichtung bedient 5 Stempel.

Die Pochtröge sind weiter als die Pochtröge der Silbererz-Pochrke, um amalgamirte Kupferplatten in dieselben einsetzen zu können. s Austragen der Pochtrübe geschieht nur an einer Seite. Die algamirten Platten werden entweder an der Vorder- und Hinterite des Pochtroges oder nur an der Vorderseite desselben angeacht. Nur selten sind sie auch an den beiden kurzen Seiten des Pochges vorhanden.

Die Einrichtung eines **Pochtroges mit Kupferplatten an** d
Vorder- und Hinterseite ist aus Fig. 535 ersichtlich.

a ist die Eintrageöffnung, b das Austragesieb, c ein Vorhang
Segeltuch, gegen welchen das ausgetragene Erz gespritzt wird, h das Po
eisen. Die amalgamirten Kupferplatten werden bei d und e angebra
Die Platten bei d werden angeschraubt; die Platten bei e werden auf ei
Holzlatte befestigt, welche unterhalb des Siebes angebracht ist und her
genommen werden kann.

Die Einrichtung eines **Pochtroges mit amalgamirten Plat**
nur an der Vorderseite ist aus Figur 536 ersichtlich. Die Kupferpl
wird unmittelbar unter dem Sieb bei e angebracht. Pochtröge dieser

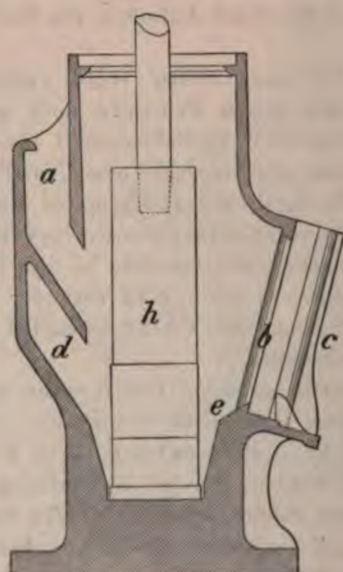


Fig. 535.

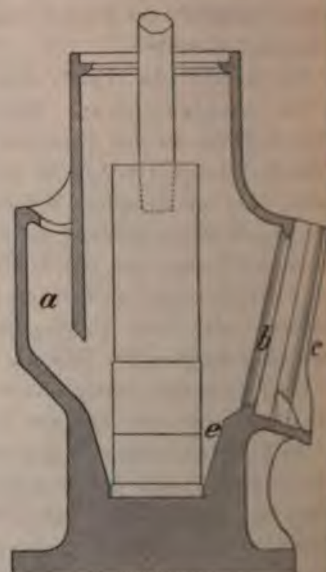


Fig. 536.

werden bei Erzen, welche unedle Metalle enthalten und behufs spät
Concentration sehr fein gepocht werden müssen, angewendet.

In dem Pochtroge Fig. 537 ist i die Holzlatte mit der durch ei
Schrauben auf ihr befestigten amalgamirten Kupferplatte k; G ist das S
Die Austrageöffnung o ist 1,231 m lang und 0,552 m weit.

Das Pochwasser wird **stets von oben** in den Pochtrog eingef

Die Weite der Pochtröge am Siebboden beträgt 0,25 bis 0,3
Bei leicht zerreiblichen Erzen nimmt man sie zu 0,25 m, bei sehr ha
Erzen zu 0,35 m. Ein guter Pochtrog hält 4 bis 6 Jahre.

Als Siebe verwendet man gewöhnlich gelochte Eisenbleche, da D
gewebe sich leicht verstopfen. Die Oeffnungen der Eisenbleche s

izontale, verticale oder geneigte Schlitze von 0,0127 m Länge dar. Auf 254 m sind 8 dieser Schlitze vorhanden. Mit runden Löchern verıene Eisenbleche werden nur selten angewendet. Der gewöhnliche Durchısser der Löcher ist 0,0068 m. Auf 0,0254 m im Quadrat befinden sich 6 Löcher. Drahtsiebe besitzen 30 bis 40 Maschen auf 0,0254 m Länge.

Die Siebe sind in Holzrahmen gefasst und nach aussen geneigt. Die ıtfernung zwischen dem unteren Ende der Siebe und der oberen Fläche ır Pochsohle soll mindestens 0,177 m betragen.

Die Siebe halten gewöhnlich 14 Tage bis 3 Wochen.

Das Gewicht der Pochstemıel beträgt 300 bis 400 kg. Die Höhe es Falles derselben schwankt zwischen 0,1016 und 0,2286 m. In Caliornien beträgt sie im Mittel 0,152 m.)ie Zahl der Hübe in der Minute chwankt zwischen 60 und 96. Die ıeistung eines Stempels in 24 Stunden schwankt zwischen 1 und 4 t. Der Verbrauch an Pochwasser pro t Erz wird zu 2300 bis 4500 l angegeben.

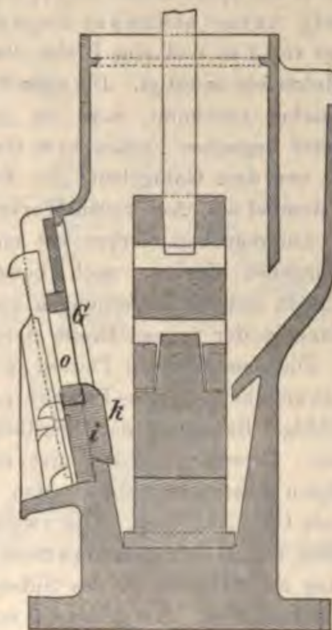


Fig. 537.

Das Quecksilber wird in Zwischenräumen von $^1/_2$ bis 1 Stunde in den Pochtrog eingeführt. Die Menge desselben ist so zu bemessen, dass das Gold-Amalgam teigig wird, da es in diesem Zustande am besten an den amalgamirten Kupferplatten hängen bleibt. Ist das Amalgam flüssig, so bleibt es nicht an den Platten hängen. Auf je 5 Stempel setzt man in 24 Stunden 113 bis 227 g Quecksilber.

Die Entfernung des Amalgams von den Platten erfolgt je nach dem Goldgehalte der Erze in Zwischenräumen von mehreren Tagen bis zu 14 Tagen.

Von dem ganzen in der Form des Amalgams ausgebrachten Goldgehalte werden $^1/_2$ bis $^2/_3$ in dem Pochtroge gewonnen, der Rest ausserhalb des letzteren auf amalgamirten Metallplatten. Das Amalgam enthält nur geringe Mengen von Blei und Kupfer.

Der Quecksilberverlust ist gering. Er wird von Egleston[1]) auf 0,50 bis 2 g für die t gepochten Erzes angegeben.

[1]) Egleston l. c.

Die Einrichtung eines [illegible] auf amalgamirte Metall-
Vorder- und Hinterseite [illegible] unter dem unteren Rand der
a ist die Eintrageöffnung [illegible] die Länge des Austragesiebes.
Segeltuch, gegen welchen [illegible] noch mehrere terrassenförmig
eisen. Die amalgamirten [illegible] angeschlossen. Die letzte der-
Die Platten bei d werden [illegible] Kupferplatten ausgeschlagenes
Holzlatte befestigt, welche [illegible] Gefässe oder, falls die Erze Sulfide
genommen werden [illegible] führt.

Die Einrichtung [illegible] hat eine Neigung von wenigstens
nur an der Vorder [illegible] lang. Die folgenden terrassen-
wird unmittelbar [illegible] Platten erhalten gewöhnlich eine
[illegible] 304 bis 0,457 m. Die Platten werden
[illegible] (apron), welche die ganze Länge des
[illegible] unteren Ende auf die Breite der
[illegible] verjüngt. Die Zahl der Platten
[illegible] und von der Leistungsfähigkeit der
[illegible] ist nur eine einzige Platte vorhanden.
[illegible] in die mit amalgamirten Platten aus-
[illegible] amalgamirte Platten eingesetzt,
[illegible] einander rechtwinklig zum Laufe der
[illegible] aufgehängt sind.

[illegible] werden auf verschiedene Weise präparirt.
[illegible] besteht darin, die Kupferplatten nach
[illegible] derselben mit Quecksilber zu über-
[illegible] recht wirksam, wenn sie sich mit Gold-
[illegible] überzieht sie daher häufig von Anfang
[illegible] Art des Präparirens besteht darin, die
[illegible] zu überziehen. Derartige Platten sind von
[illegible] Silber-Amalgam allmählich durch Gold-Amal-
[illegible] von Platten sind galvanisch versilberte
[illegible] einer dünnen Schicht von Quecksilber über-
[illegible] Quadratfuss (0,3048 × 0,3048 qm) Kupfer wird
[illegible] verwendet. Derartige Platten sind von Anfang
[illegible] am meisten angewendet. Das zu den amal-
[illegible] Kupferblech muss eine Dicke von mindestens

[illegible] Gebrauche bedürfen die Platten einer sorg-
[illegible] Abreiben mit Cyankalium werden fettige Sub-
[illegible] Salmiaklösung Oxyde der unedlen Metalle

[illegible] wird täglich mindestens einmal von den Platten
[illegible] einem Messer abgekratzt. Nur die letzten
[illegible] die glatte Oberfläche der Platten nicht zu
[illegible] einem scharfkantigen Stücke Kautschuck ab-

Nach der Entfernung des Goldamalgams werden die Platten ..alium gewaschen, worauf eine kleine Menge Quecksilber aufge- wird.

Die Einrichtung eines Pochwerks ohne Vorrichtungen für Concentration der Sulfide (Highland Mill in Dakota), von Firma Fraser & Chalmers in Chicago angefertigt, mit 120 Stempeln, aus den Figuren 538 und 539 ersichtlich.

Das Erz wird auf Roste r geschüttet. Die auf denselben bleibenden öberen Stücke gelangen auf die Steinbrecher b, während der Durchfall

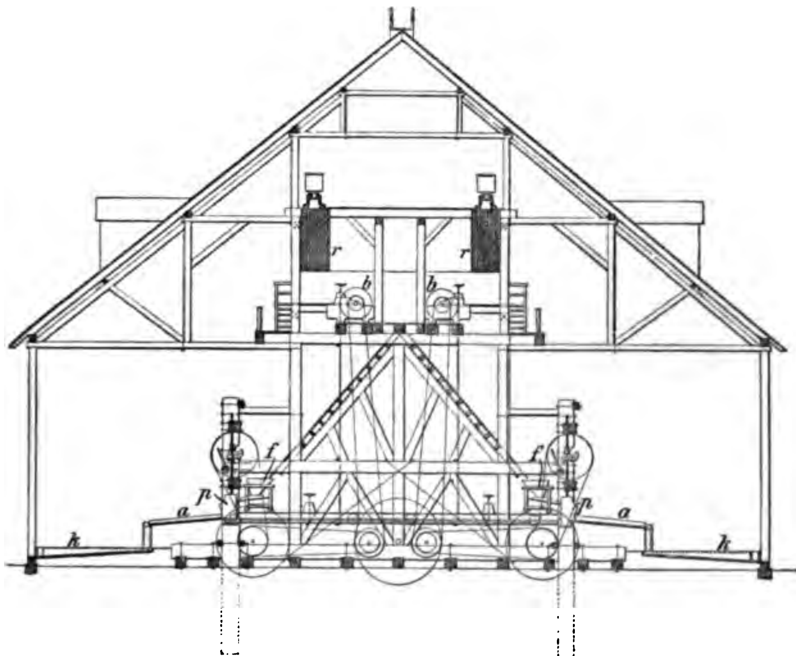


Fig. 538.

nit den gebrochenen Stücken in die Füttervorrichtung f gelangt, welche ie in die Pochtröge entlässt. Die ausgetragene Trübe gelangt auf die malgamirten Kupferplatten a und von diesen durch mit Kupferplatten eschlagene Gerinne k in mit Querwänden versehene Gerinne zum Aufmgen des letzten Quecksilbers und Amalgams.

Die Einrichtung eines Pochwerks mit 60 Stempeln und mit Concentration der Sulfide auf Frue vanners, der Montana-Mill zu Iarysville in Montana, gleichfalls von der Firma Fraser & Chalmers in Chicago angefertigt, ist aus den Figuren 540 und 541 ersichtlich. Das Erz 1 elangt aus den Pochwerken auf die amalgamirten, galvanisch versilberten Kupferplatten a und von diesen durch die mit Kupferplatten beschlagenen Gerinne g auf die Frue vanners F bzw. F'.

Die ausgetragene Pochtrü
platten, deren oberste sich 0,
Austrageöffnung befindet und
An die obere Platte (apron)
untereinander angeordnete
selben endigt gewöhnlich in
Gerinne, welches die Po
enthalten, auf Concentra

Die erste Platt
0,076 m auf 3,657 m
förmig unter ein
Länge von 1 m und
auf Holztafeln bef
Pochsiebes einzu
darunter liegend
hängt von dem
Pochstempel ab

Auf man
geschlagenen
welche in k
Gerinne in

Die
Die gewö
sorgfältig
ziehen.
amalga
an mit
Platt
Anfa
gan
Ku
zu
1

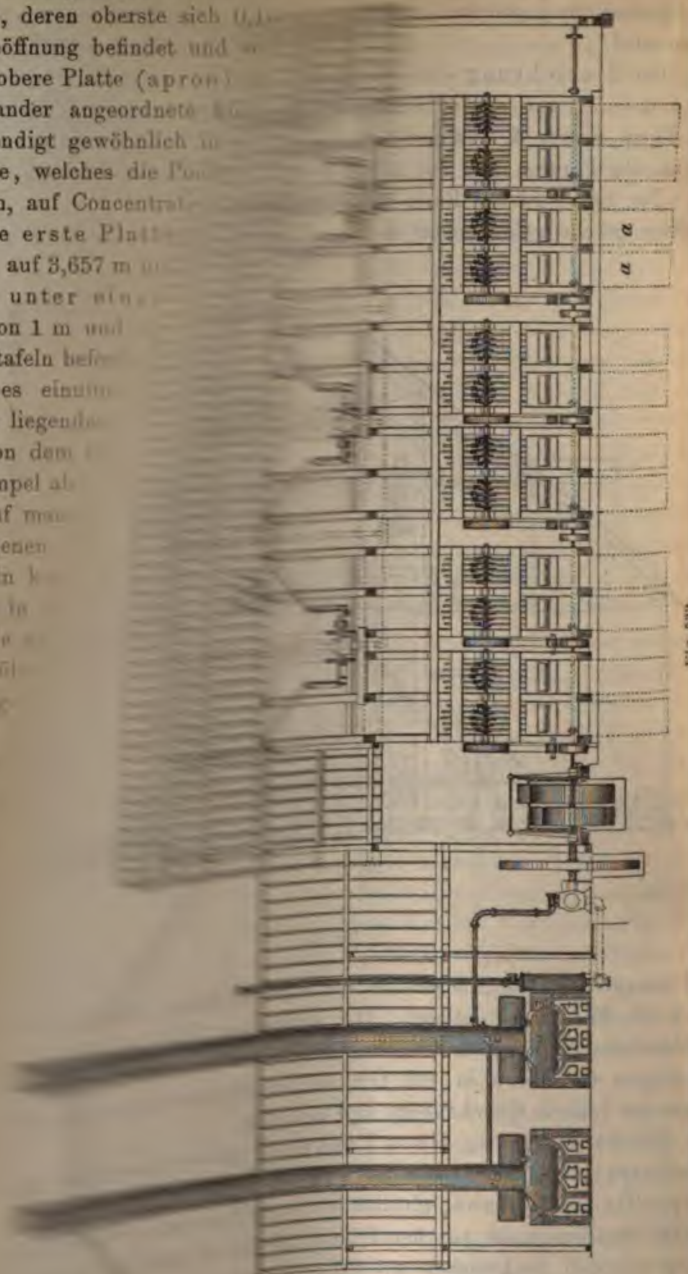


Fig. 539.

Das Amalgam wird zu Ballen geknetet und ausgeglüht. Nur wenn Eisentheile und Sulfurete enthält, wird es mit Quecksilber durchknetet.

Die für den Betrieb von Pochwerken erforderliche Kraft giebt leston[1]) bei einem Pochwerk mit 10 Stempeln, von welchen jeder 750 und wiegt und 90 Hübe in der Minute macht, zu 12 Pferden, die des gehörigen Steinbrechers zu 6 Pferden an. Bei einem Pochwerk von 20 empeln mit gleichem Gewicht und 90 Hüben in der Minute beträgt diebe 23 Pferde und für den zugehörigen Steinbrecher 6 Pferde.

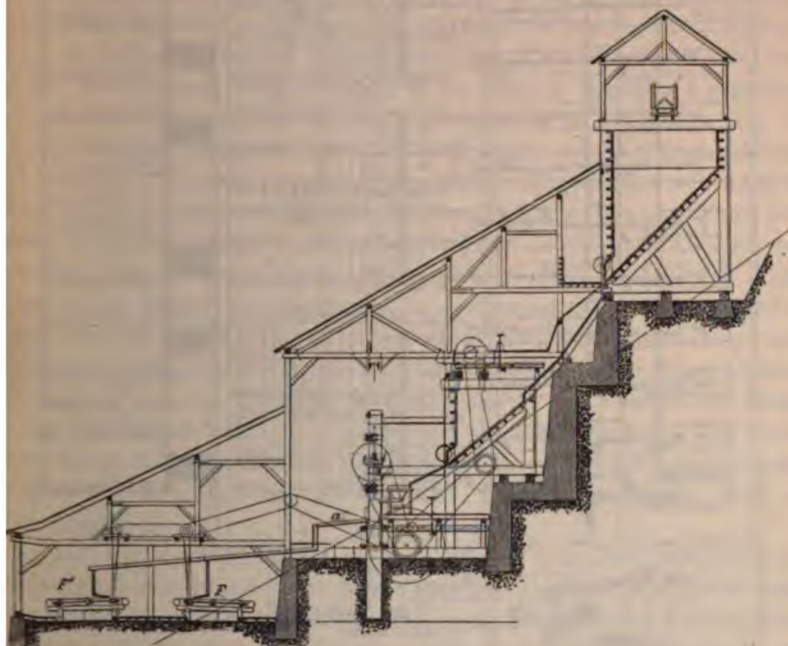


Fig. 540.

Der Wasserverbrauch wird zu 72 Gallonen (327 l) stündlich für einen Stempel angegeben.

Das Ausbringen an Gold durch die Pochwerksamalgamation giebt leston nach Versuchen zur Feststellung desselben im Allgemeinen auf % an. Zu Vulkoy in Siebenbürgen wurden aus Erzen, welche 30 g ld in der t hielten, 25 g ausgebracht. Er ist der Ansicht, dass die chwerksamalgamation ein unvollkommener Prozess ist und dass das hlen der Erze vor dem Pochen den Vorzug verdient, wie ja auch thatchlich das Goldausbringen in der Arrastra grösser ist als in den Pocherken.

[1]) l. c.

... steht in Anwendung in Californi
... Alaska, in Australien (Victoria), N
... Süd-Afrika (Transvaal).
... Beispiele angegeben.

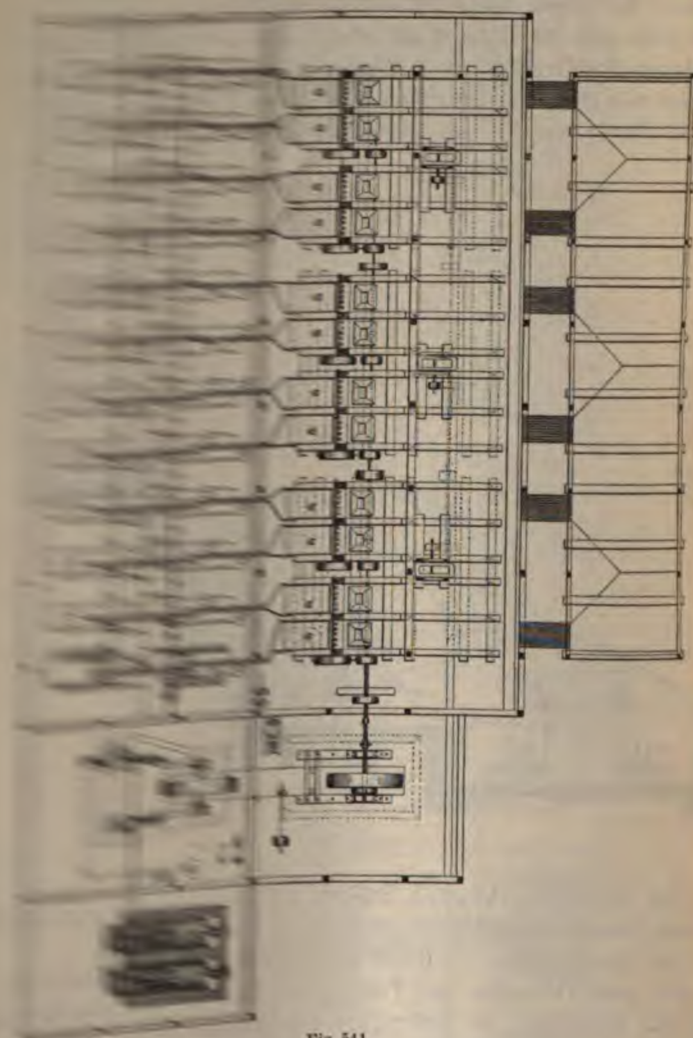


Fig. 541.

Die Homestake Mill in Dakota[1]) verarbeitet quarzige und Pyr enthaltende Erze, aus welchen man 4 bis 5 Dollars per t ausbringt, währen in den tailings bei oxydirten Erzen 0,25 d, bei Sulfide enthaltenden Erz

[1]) H. O. Hofman, Gold Milling in the Black Hills. A. J. M. E. Februa 1889. Egleston l. c., pag. 459.

bis 6 d zurückbleiben. Die Homestake Mill hat 2 Pochwerke, von nen das eine 120, das andere 80 Stempel besitzt. Die Erze rden zuerst in Blake-Steinbrechern auf 0,038 bis 0,044 m Seite brochen und dann durch Challenge-Aufgebevorrichtungen in den Pochg gebracht. Die Stempel besitzen ein Gewicht von je 425 kg. Die chschuhe bestehen aus Gusseisen, wiegen je 70 kg und halten 2 Monate. as Pochwerk mit 80 Stempeln wird durch eine Dampfmaschine von 190 erden, das mit 120 Stempeln durch eine Dampfmaschine von 300 Pferden trieben. Die Zahl der Hübe der Stempel in der Minute beträgt 80 bis , die Hubhöhe 0,215 m. Die Pochtröge besitzen eine amalgamirte upferplatte an der Vorderseite. Die Austragsiebe besitzen auf 0,0254 m änge 8 Schlitze (diagonal liegend) von 0,0127 m Länge und 0,0006 m reite. Die Leistung eines Stempels in 24 Stunden beträgt 4 t gepochtes rz. In den Pochtrog werden in Zeiträumen von je 6 Stunden $1^1/_2$ bis kg Quecksilber eingesetzt. An die Austragseite des Pochtrogs schliesst ch eine aus 4 Theilen bestehende amalgamirte Kupferplatte von 3,048 m änge, 1,371 m Breite und einem Fall von 0,609 m an. Am Ende derlben befindet sich ein vertiefter, durch Scheidewände in 3 Abtheilungen theilter Trog (Mercury trap) zum Auffangen des Quecksilbers. Dann lgt ein am Boden mit Kupferplatten versehenes Gerinne von 4,267 m änge und 0,609 m Breite, an dessen Ende sich wieder ein Trog zum uffangen des Quecksilbers befindet. Dann folgt ein 15 m langes Gerinne it einem Trog zum Auffangen des Quecksilbers, aus welchem die Trübe die wilde Fluth geht. Die Entfernung des Amalgams aus dem Pochoge erfolgt 2 Mal im Monate, von den amalgamirten Kupferplatten jeden orgen, aus den Gerinnen alle 4 Tage. Das Goldausbringen wird zu 0 % angegeben.

Auf der Providence Mine bei Nevada City in Californien[1]) erden Erze mit 5 bis 6 % Sulfureten verarbeitet. Dieselben werden nach orgängigem Quetschen in Steinbrechern in mit amalgamirten Kupferplatten ersehenen Pochwerken gepocht, dann über amalgamirte Kupferplatten geitet und schliesslich zur Gewinnung der Sulfurete auf Frue vanners conentrirt. Aus den Frue vanners geht die Pochtrübe in die wilde Fluth. Die Stempel besitzen ein Gewicht von je 375 kg. Die Pochschuhe bestehen us Gusseisen und wiegen 62 kg. Die Stempel machen in der Minute 93 bis 96 Hübe. Die Hubhöhe beträgt 0,15 bis 0,20 m. Die Leistung eines Stempels in 24 Stunden beträgt 2 t. Die Siebe besitzen 20 Maschen uf 0,0254 m Länge. Die amalgamirten Kupferplatten sind 1,219 m lang, besitzen die Breite des Pochtroges und haben auf 0,3048 m Länge eine Neigung von 0,044 m.

Von dem als Amalgam gewonnenen Golde werden 20 % im Pochroge und 80 % auf den Platten erhalten.

---

[1]) Egleston l. c.

Die auf den Frue vanners gewonnenen Sulfurete enthalten [illegible] sandige Bestandtheile. Ihr Goldwerth beträgt 120 Dollars, ihr Silberwerth 10 Dollars. Sie werden chlorirend geröstet und dann zur Ausgewinnung des Goldes mit Chlor behandelt. Die entgoldeten Rückstände werden zur Ausgewinnung des Silbers mit Natriumthiosulfatlauge behandelt.

Auf der Sierra Buttes Mill[1]), Sierra County, Californien, werden Erze, welche 7,53 Dollars Freigold per t ausbringen und $\frac{1}{2}$ % Sulfurete enthalten, in 2 Pochwerken von 50 bzw. 60 Stempeln verarbeitet. Das durch ein Pelton-Rad betriebene 60 Stempel-Pochwerk hat Stempel von je 425 kg Gewicht. Der Pochschuh besteht aus Stahl, wiegt [illegible] kg und hält 100 Tage, während die aus Gusseisen bestehenden Pochsohlen nur 45 Tage halten. Die Stempel machen 87 Hübe in der Minute. Die Hubhöhe beträgt 0,203 m. Die Leistung eines Stempels in 24 Stunden beträgt $2\frac{1}{2}$ t. Die Siebe besitzen zwischen 20 und 30 Maschen auf je 0,0254 m Länge. Der Pochtrog hat sowohl an der Vorderseite als auch an der Hinterseite amalgamirte Kupferplatten.

Das an den Pochtrog anstossende, mit amalgamirten Kupferplatten versehene Gerinne ist 5 m lang und 0,355 m breit. Die Gesammtlänge der in der Anlage vorhandenen amalgamirten Platten beträgt 72 m. Von den Platten gelangt das Erz auf Frue vanners zur Gewinnung der Sulfurete. Von dem Freigolde werden 80 % im Pochtroge und 20 % auf den Platten gewonnen. Die Sulfurete sind 80 bis 120 d an Gold werth. Sie werden geröstet und dann mit Chlor behandelt.

Die Treadwell Mill auf Douglas Island, Alaska, gegenwärtig die grösste Pochwerksanlage, mit 240 Stempeln, verarbeitet einen Goldquarz, welcher Freigold in der Höhe von 5 bis 6 Dollars per t und Sulfurete enthält. Je 4 Stempel bilden eine Batterie. Je 120 Stempel stehen in einer Reihe.

Die Erze werden zuerst auf Blake'schen Steinbrechern, deren je 6 für 120 Stempel genügen, vorgebrochen. Die Stempel wiegen je 450 kg, die Schuhe je 70 kg. Die Schuhe und Pochsohlen bestehen aus Chromstahl und halten 250 Tage. Die Stempel machen 90 Hübe in der Minute bei einer Hubhöhe von 0,203 m. Die Leistung eines Stempels in 24 Stunden beträgt $2\frac{1}{2}$ t. Die Siebe besitzen 35 Maschen auf 0,0254 m Länge. Die Pochtrübe von jedem Pochsatz wird in ein Gerinne von 3,65 m Länge und 0,609 m Weite, in welchem sich je 3 amalgamirte Kupferplatten befinden, ausgetragen. Aus diesem Gerinne gelangt sie in ein kurzes Gerinne mit einem vertieften Trog zum Auffangen des Quecksilbers (Mercury trap) und dann auf Frue vanners zur Gewinnung der Sulfurete. Für jeden Pochsatz sind 2 Frue vanners vorhanden. Die auf diesen Apparaten gewonnenen Sulfurete enthalten noch Gold im Werthe von 80 bis 100 Dollars per t. Das Gold wird mit Hülfe von Chlor aus

1) Egleston l. c.

nselben gewonnen. Die ganze Anlage (240 Stempel) erfordert 30 Mann dienung.

Zu Vulkoy in Siebenbürgen befindet sich ein Pochwerk nach lifornischem Muster mit 20 Pochstempeln zu vier Sätzen, welches pyrithaltige Goldquarze mit 30 g Gold in der t verarbeitet. Die amalgamirten Kupferbleche der Pochtröge befinden sich an der Vorderseite derselben. Die Löcher der Siebe sind $^1/_2$ mm weit. Die ausgetragene Trübe gelangt über amalgamirte Kupferplatten von 4 m Länge und 1,40 m Breite auf Frue vanners, auf welchen die Pyritschliche gewonnen werden. Das Quecksilber wird in Zwischenräumen von je $^1/_2$ Stunde in die Pochtröge eingeführt. Die Entfernung des Amalgams von den Platten im Pochtroge geschieht alle 14 Tage, von den Platten ausserhalb des Pochtroges jeden Morgen. Von der Gesammtmenge des gewonnenen Amalgams erhält man 75 % im Pochtroge, 25 % auf den Platten vor demselben.

Der Betrieb der Anlage erfolgt durch eine Dampfmaschine von 35 Pferden, wovon 26 für die Pochstempel erforderlich sind. Zur Bedienung der ganzen Anlage genügen zwei Mann. Zur Zeit der Anwesenheit des Verfassers in Vulkoy wurden täglich 35 t Erz bei einem Ausbringen von 800 g Gold bzw. Gold-Silber-Legirung verarbeitet. Der Quecksilberverlust betrug bei reichen Erzen 1 G.-Th. Quecksilber auf 1 G.-Th. Gold, bei ärmeren Erzen 2 G.-Th. Quecksilber auf 1 G.-Th. Gold. Die Sulfurete wurden in Zalathna auf trockenem Wege zu Gute gemacht.

Die Amalgamation nach vorgängiger Zerkleinerung der Erze.

Die Amalgamation der gewöhnlich in Pochwerken, seltener in Arrastras zerkleinerten Erze geschieht in Apparaten der verschiedensten Art. Man wendet Mörser, Fässer, Quickmühlen, Pfannen, amalgamirte Metallplatten und sog. „Amalgamatoren" der verschiedensten Art an.

Die Amalgamation in Mörsern

wird nur beim Vorhandensein geringer Mengen goldreicher Erze bzw. Schliche angewendet. Beispielsweise steht sie in Siebenbürgen in der Nähe der Orte Abrudbanya, Vöröspatak, Isbita und Kerpenyes in Anwendung. Es findet sich daselbst fast bei jedem zweiten oder dritten Hause ein kleines Pochwerk mit Waschheerd. Man pocht das goldführende Gestein fein und verwäscht es dann so lange auf Kehrheerden oder Sichertrögen, bis es für die Amalgamation hinreichend angereichert ist. Alsdann wird es in kleinen Eisenmörsern mit eisernen Pistillen mit Quecksilber so lange zusammengerieben, bis ein plastischer Teig entsteht, in welchem einzelne Quecksilbertropfen nicht mehr wahrzunehmen sind. Durch Verwaschen in einem Sichertroge trennt man nun das entstandene Amalgam von den Erzrückständen und von freiem Quecksilber. Das Amalgam wird nun mehrere

Male mit heissem Wasser gewaschen, durchgeknetet und zu kleinen Stücken von 0,5 kg Gewicht vereinigt, worauf jedes Stück für sich in Leinwand eingehüllt und durch Pressen von überschüssigem Quecksilber befreit wird. Das so erhaltene Amalgam enthält 40 bis 65 % Gold.

Das gedachte Verfahren ist für die Verarbeitung grösserer Mengen von Erz bzw. Schlich nicht geeignet.

Die Amalgamation in rotirenden Fässern,

wie sie bei der Amalgamation der Silbererze beschrieben sind, wird nur selten angewendet, weil bei derselben leicht ein Zerstäuben des Quecksilbers in der grossen Menge tauber Massen eintritt. Sie steht in Brasilien, Spanien[1]) und Sibirien in Anwendung.

Zu Morro Velho in Brasilien[2]) werden Erze mit 2 kg Gold pro cbm in Mengen von $\frac{1}{2}$ cbm 24 Stunden lang mit 25 kg Quecksilber in rotirenden Fässern behandelt. Man erhält hierbei Gold-Amalgam von 50 % Goldgehalt bei einem Quecksilberverlust von $\frac{1}{5}$ von dem Gewichte des Goldes.

In Sibirien[3]) amalgamirt man durch Verwaschen angereicherten Goldsand in Fässern. Derselbe wird gemahlen, mit Kochsalz geröstet und dann mit Quecksilber, Eisenfeilspähnen und Schwefelsäure in Fässern behandelt.

Die Amalgamation in Quickmühlen

finden in Europa, besonders in Ungarn, Anwendung. Die bekanntesten dieser Mühlen sind die Schemnitzer Mühle und der erst in der neuesten Zeit eingeführte und mit grossem Vortheil angewendete Laszlo-Amalgamator.

Die Einrichtung der Schemnitzer Mühle, von welchen immer je zwei zusammenarbeiten, ist aus der Figur 542 ersichtlich. Dieselbe besteht aus dem aus Gusseisen hergestellten Mühlbottich und aus dem aus Holz hergestellten, im Innern trichterförmig ausgetieften Läufer c. Der letztere ist an Armen aus Eisen r r so in dem Mühlbottich aufgehängt, dass er rotiren kann. Am Boden des Läufers sind 20 radial gestellte Zähne aus Eisen angebracht. Die Bewegung des Läufers kann durch Kurbeln, wie in der Figur, oder durch Zahnradübertragung erfolgen. Das Quecksilber befindet sich auf dem Boden des Bottichs. Die goldhaltige Erztrübe lässt man aus dem Pochwerk durch das Gerinne a in den trichterförmigen Raum des Läufers fliessen. Aus diesem Raum tritt sie am Boden des Läufers in den Raum zwischen Läufer und Mühlbottich, wird hier durch die in das Quecksilber eintauchenden Zähne des rotirenden Läufers mit dem Quecksilber in innige Berührung gebracht und tritt

[1]) B.- u. H.-Ztg. 1867. S. 212.
[2]) B.- u. H.-Ztg. 1880. S. 93.
[3]) Berg-Geist 1861. No. 36.

iesslich im oberen Theile des gedachten Raumes zwischen Läufer und lbottich durch das Gerinne d aus. Die Pochtrübe gelangt durch elbe in eine zweite Mühle, wo eine weitere Entgoldung stattfindet. pielsweise besitzt der Ungarische Fiscus bei Kerpenyes in Siebengen ein grosses Stempelpochwerk, mit welchem 128 Mühlen von ähnler Einrichtung verbunden sind. Die Mühlen erhalten Einsätze von je kg Quecksilber, welches monatlich zweimal erneuert wird. Die Läufer chen 30 Umgänge in der Minute.

Die Pochtrübe gelangt aus den Quickmühlen auf Heerde, wo zu Schlich angereichert wird. Der letztere wird auf trockenem ege verarbeitet.

In dem Bezirke von Nagybanya in Ungarn wird den Gold und ber enthaltenden Erzen nach dem Feinpochen in Quickmühlen der ge-

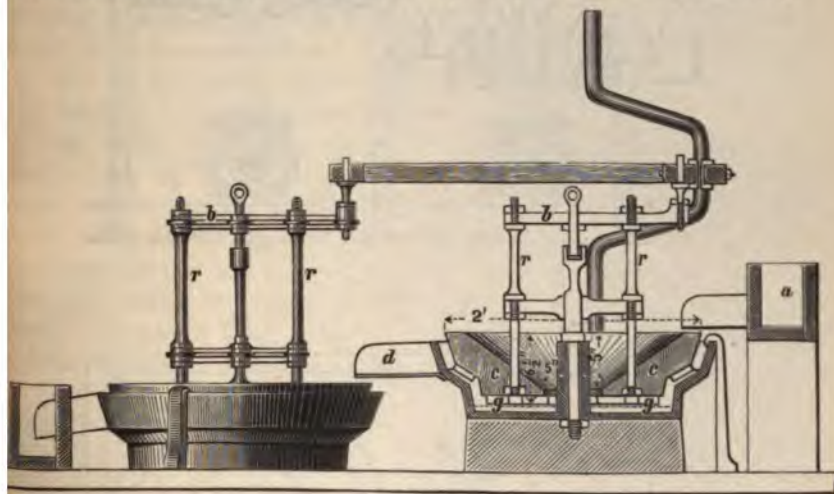


Fig. 542.

achten Art ein Theil Gold und Silber entzogen. In einer Quickmühle efinden sich 18 bis 25 kg Quecksilber. Nachdem die Erztrübe zwei nter einander angeordnete Quickmühlen durchlaufen hat, gelangt sie auf eerde verschiedener Construction, um den in ihr enthaltenen Schlich zu ewinnen. Der Quecksilberverlust beträgt im Durchschnitt $^1/_2$ bis 1 Gew.-heil Quecksilber auf 1 Th. Gold-Silber-Legirung. So wurden auf den if den Pochwerken am Kreuzberge bei Nagybanya in einem Monate us 1550 Meter-Centnern (à 100 kg) Erz 1,957 kg Gold bei einem Verluste on 1,9 kg Quecksilber, in einem anderen Monate aus 7545 Meter-Centnern rz 5,756 kg Gold bei einem Verluste von 2,9 kg Quecksilber gewonnen.

Aehnlich verfährt man in der Nähe von Schemnitz in Ungarn, wo epochte gold- und silberhaltige Bleierze mit 3,12 bis 6,55 g Gold per t, owie Silbererze mit 30 bis 40 g Gold per t in Quickmühlen entgoldet erden.

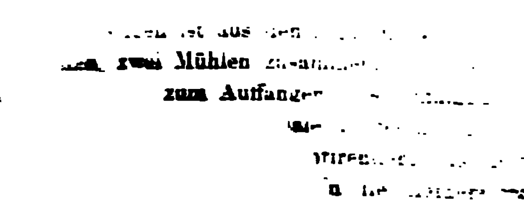
Malo mit heissen
von 0,5 kg Gewi
gehüllt und du
Das so erhalten
Das ged
von Erz bzw.
D
wie sie bei de
selten angewe
silbers in der g
Spanien[1]) u
Zu Mor
ehm in Menge
tirenden Fäss
Goldgehalt b
Goldes.
In Sib
Goldsand in
und dann mit
behandelt.





finden in Eur
dieser Mühlen
Zeit eingeführ
gamator.
Die Ein
zwei zusam
aus dem
hergestell





ein Ring aus Eisen c lose eingesetzt; in der grösseren Schaale befinden ı zwei dieser Ringe c und d. Durch diese Ringe werden die Schaalen entsprechende Abtheilungen getheilt, welche das Entweichen der zu ılgamirenden Goldtheilchen aus denselben verhindern. Damit das ecksilber frei durch die ganze Schaale fliessen kann, sind die Ringe an em unteren Ende mit Ausschnitten versehen. Der Läufer b kann durch Stellschraube e entsprechend eingestellt werden. Durch das Gerinne f sst die von den Pochwerken kommende Trübe in den Trichter t des ufers der ersten Mühle und gelangt aus demselben in die durch den ng c gebildete erste Abtheilung der Mühle, indem sie den durch die ›erfläche des Quecksilbers und den Boden des Läufers gebildeten rischenraum passiren muss. Aus der ersten Abtheilung tritt sie über n Ring c hinüber in die zweite Abtheilung und aus der letzteren über n Ring d hinweg in die dritte Abtheilung, um aus derselben durch das :rinne f" in die zweite Mühle zu fliessen. Hier macht sie einen ähnlichen eg wie in der ersten Mühle mit dem Unterschiede, dass sie nur über ıen einzigen Ring c zu steigen braucht.

Der Boden des Läufers ist mit radial gestellten Eisenzähnen n verhen, welche die Goldtheilchen mit dem Quecksilber in innige Berührung ingen und verhindern, dass sich auf dem Quecksilber zu viel Schlich häuft, wodurch der Apparat sich versetzen könnte. Auch an der Periıerie des Läufers sind mehrere derartige Zähne in Gestalt von Winkel›en angebracht. Die Goldtheilchen werden in Folge ihres hohen spec. :wichtes durch die Ringe c und d zurückgehalten und dadurch gezwungen, 5glichst lange im Apparate zu verweilen. Die Zahl der Umdrehungen s Läufers richtet sich nach der Beschaffenheit des zu verarbeitenden zes. Die Leistung pro Schaalenpaar beträgt im Durchschnitte gegen t gepochter Erze in 24 Stunden. Die Entfernung des Amalgams erfolgt Zwischenräumen von je 10 bis 30 Tagen.

Als Beispiel sei die Goldgewinnung auf der Grube Füzesd Dreiltigkeit bei Boicza in Siebenbürgen sowie auf den Werken der ıdaer 12 Apostel-Gewerkschaft bei Brad in Siebenbürgen geführt.

Die auf der Grube Füresd Dreifaltigkeit gewonnenen Erze[1]) entlten sowohl Freigold als auch in Pyrit eingeschlossenes Gold. Mit Aushme der Stücke, welche das Gold in gröberen Körnern enthalten, werden e Erze in californischen Pochwerken gepocht. Die Leistung eines Poch:mpels in 24 Stunden beträgt 0,8 t Schlich. Die Trübe von je drei Poch:mpeln wird in ein Schaalenpaar von Laszlo-Amalgamatoren geleitet. Aus mselben gelangt sie in einen sog. Quecksilberfänger und schliesslich durch ›itzkastenklassificatoren auf Kehrheerde bzw. Planenheerde. Auf den :hrheerden werden die goldhaltigen Pyrite ausgeschieden. Dieselben

[1]) Mittheilungen des Ingenieurs Blumenau.

... Amalgam ...
... zu ...
... werk ein ...
... der Wiener ...
... führen und zu ...
... Apostel-Gewerkschaft ...
... durchschnittlichen Goldgehalt von 12 ...
... wird auf der Grube ausgehalten und der ...
... Ohne dieses Freigold beträgt ...

Für das californische Pochwerk, welches aus 5 rotirenden Stempeln n je 350 kg Gewicht besteht, sind 4 Paar Laszlo-Amalgamatoren vorden; bei den übrigen Pochwerken ist ein Paar Laszlo-Amalgamatoren f je einen Pochsatz von drei Stempeln vorhanden. Die Stempel dieser chwerke sind theils rotirende Eisenstempel theils Holzstempel von je 0 kg Gewicht. Die Leistung eines Pochstempels in 24 Stunden beträgt m californischen Pochwerke 0,6 bis 0,8 t, bei den übrigen Pochwerken bis 1,7 t. Unter je einem Paare von Laszlo-Amalgamatoren sind zwei ecksilberfänger untereinander angebracht.

Das Durchsetzquantum eines Laszlo-Amalgamators beträgt 3 bis 5 t Erz in 24 Stunden. Der Quecksilberverbrauch bewegt sich zwischen und 45 g per t Haufwerk. Das Goldausbringen in den Laszlo-Amalmatoren beträgt 55 %.

Die Rückstände werden theils auf amerikanischen Pfannen weiter tgoldet, theils auf Bilharz- und Kehrheerden auf Pyrit-Schliche verbeitet. Die letzteren werden auf der Hütte zu Schemnitz der Vereinung unterworfen.

Ein neuer, zur Zeit durch die Praxis noch nicht hinreichend probter Amalgamator, welcher auf ähnlichen Principien wie der aszlo'sche Amalgamator beruht, ist der von Piccard. Derselbe besteht s vier in einander gesetzten Schaalen, von welchen die obere und dritte dreht werden, während die zweite und unterste Schaale feststehen. Die ere Schaale besteht aus Holz, während die drei anderen Schaalen aus usseisen hergestellt sind. Die obere Schaale hat am Boden und an den itenwandungen Zähne aus Eisenblech, während die zwei unteren Schaalen den Innen- und Aussenwandungen, die unterste Schaale aber nur an r Innenwand spiralförmige Rippen besitzen. Die Trübe wird in die berste Schaale aufgegeben, fliesst im Centrum derselben in die nächst tere Schaale, gelangt über den Rand derselben in die dritte Schaale, eigt im Centrum derselben an einem mit spiralförmigen Rippen besetzten ylinder in die Höhe und fällt dann durch eine Oeffnung am Boden des tzteren in die unterste Schaale, über deren Rand hinweg sie ausfliesst.

Der gedachte Amalgamator, über dessen Ergebnisse noch nichts bekannt geworden ist, steht auf einem Werke bei Boicza in Siebenbürgen u Anwendung.

Die Amalgamation in Pfannen

findet verhältnissmässig selten statt. Die Pfannen besitzen die nämliche Einrichtung wie die bei der Amalgamation der Silbererze beschriebenen Pfannen.

Auf der Idaho Mill bei Grass Valley in Californien stehen die oben (S. 686) beschriebenen Knox-Pfannen zur Verarbeitung des sandigen Schaums (skimmings), welchen man bei dem Reinigen der Oberfläche des Quecksilbers in den Atwood'schen Amalgamatoren erhält, in Anwen-

52*

dung. Dieser Schaum besteht aus Quecksilber-Amalgam und goldhaltigen Schlichen. Die Knox-Pfannen bestehen aus Gusseisen, besitzen am oberen Ende 1,270, am unteren Ende 1,193 m Durchmesser und sind 0,355 m hoch.

Der Einsatz beträgt 50 bis 60 kg unreines Amalgam. Ausser Wasser setzt man 5 bis 7 kg Quecksilber zu. Man mahlt drei Stunden bei niedergelassenem Läufer, setzt dann noch 2 bis 3 kg Quecksilber und eine gewisse Menge Chemikalien (Salpeter, Salmiak, Kupfersulfat) zu, führt Dampf unter den Boden, hebt den Läufer und lässt denselben noch drei Stunden lang umgehen. Alsdann setzt man Wasser zu, bis die Pfanne gefüllt ist, und öffnet nach weiterem, halbstündigem Umgehen des Läufers die obere Abflussöffnung der Pfanne, um die tailings abzulassen. In dieser Weise werden die tailings zweimal täglich entfernt. Das Amalgam wird nur zweimal wöchentlich aus der Pfanne geholt.

Die Seite 695 beschriebene Pfannen-Amalgamation nach dem System Boss steht auf der Jay Gould Mill bei Gould in Montana in Anwendung[1]). Die dortigen Erze stellen einen feinkörnigen Quarz mit eingemengtem Thon dar, in welchem 1 G.-Th. Gold auf 6 G.-Th. Silber kommt. Die Erze werden in einem californischen Nass-Pochwerk fein gepocht und dann in die Boss'schen Mahlpfannen eingeführt, welche 1,066 m Durchmesser besitzen. Aus diesen Mahlpfannen gelangt der Erzbrei in zwei weitere Mahlpfannen, welche je 1,524 m Durchmesser besitzen und 0,762 m tief sind. In 24 Stunden werden 5 kg Quecksilber und 100 kg Salz (d. i. 4 bis 8 kg auf die t Erz) sowie eine gewisse Menge Kalk zugefügt. Aus diesen Pfannen gelangt der Erzbrei in die Amalgamirpfannen, deren Läufer in der Minute 68 Umdrehungen machen. Nachdem der Erzbrei vier Amalgamirpfannen nach einander durchlaufen hat, gelangt er in die Settler, deren Rührer 16 Umdrehungen in der Minute machen. Nachdem er drei Settler durchlaufen hat, wird er auf Frue vanners geführt, um die in ihm noch enthaltenen Sulfurete zu gewinnen.

Der Quecksilberverlust wird zu $\frac{1}{8}$ bis $\frac{1}{4}$ kg auf die t Erz angegeben. Von dem Gesammtgewichte des Goldes und Silbers werden 73 % in den Pfannen und 5 % auf den Frue vanners ausgebracht.

Die Amalgamation mit Hülfe von amalgamirten Metallplatten, wie sie bereits oben beschrieben ist, steht in der Regel in Verbindung mit der Pochwerksamalgamation. Es kommen aber auch Fälle vor, in welchen die Amalgamation in den Pochtrögen von so geringem Belang ist, dass man ganz von derselben absieht und das Freigold aus den gepochten Erzen nur auf amalgamirten Platten gewinnt, die in den Erzen enthaltenen kupferhaltigen Pyrite dagegen auf Frue vanners anreichert.

---

[1]) Egleston, Silver, Gold and Mercury. Vol. II, S. 548.

eser Fall liegt z. B. vor bei den Erzen der Drumlummon Mill bei ırysville, Montana. Die Anlage besteht aus einem californischen chwerk mit 60 Stempeln, den erforderlichen Steinbrechern, amalgamirten ıpferplatten und Frue vanners. Man gewinnt das meiste Amalgam auf n amalgamirten Platten und den mit amalgamirten Platten versehenen rinnen, welche die Pochtrübe nach den Frue vanners führen. Einen ıeil Amalgam erhält man noch auf den Frue vanners sowie in den mit ıerleisten zum Auffangen des Quecksilbers versehenen Gerinnen unterlb der Frue vanners.

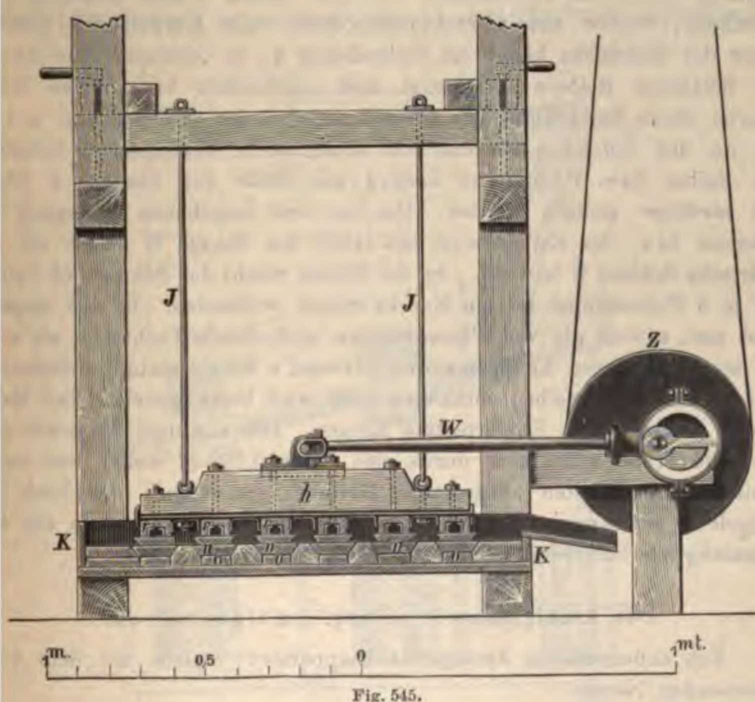


Fig. 545.

Die tailings halten nur 20 % des Goldgehaltes der Erze zurück. e auf den Frue vanners erhaltenen Schliche der Sulfurete (gold- und berhaltiger Schwefel- und Kupferkies) besitzen einen Werth von 800 ; 1000 Dollars per t. Sie werden an Schmelzwerke verkauft, welche auf trockenem Wege verarbeiten[1]).

Ein auf die Amalgamation mit Hülfe amalgamirter Kupferplatten geindeter Apparat, welcher indess nur als Hülfsapparat bei der Amalmation von Golderzen Anwendung findet, ist der auf der Idaho Mill bei

[1]) Egleston l. c. p. 542.

Grass-Valley in Californien im Betriebe befindliche sog. „Eureka-Rubber“. Derselbe dient dazu, dem mit fremden Substanzen überzogenen Golde, dem sog. rusty gold, durch Abreiben des Ueberzuges eine blanke Oberfläche zu geben, das Gold von thonigen und schlammigen Ueberzügen zu befreien und schliesslich das blanke Gold zu amalgamiren.

Derselbe besteht, wie aus Figur 545 ersichtlich ist, aus einem gusseisernen Kasten K, in welchem sich ein System von Reibern hin- und herbewegt. Der Kasten besitzt einen zweiten Boden, welcher aus abwechselnd gelegten Holzblöcken und Gusseisenplatten n besteht. Die letzteren ruhen auf Holzstreifen o. Der Boden besitzt hiernach eine Reibfläche, welche aus abwechselnden Holz- und Eisenstreifen besteht. Ueber der Reibfläche hängt ein Holzrahmen h, in welchem eine Anzahl von hölzernen Reibern r befestigt sind. Dieselben besitzen an ihrem unteren Ende Reibschuhe aus Gusseisen. An den Reibschuhen sowohl wie an den hölzernen Reibern sind amalgamirte Kupferplatten befestigt. Die Reiber bzw. Reibschuhe können mit Hülfe der Stangen J höher und niedriger gestellt werden. Die hin- und hergehende Bewegung des Rahmens bzw. der Reiber wird mit Hülfe der Stange W durch die excentrische Scheibe Z bewirkt. In der Minute macht der Rahmen 55 Spiele. Für je 5 Pochstempel ist ein Eureka-rubber vorhanden. In den Apparat leitet man sowohl die von Planenheerden abfliessende Pochtrübe als auch die aus besonderen Amalgamatoren (Atwood's Amalgamator) abfliessende Trübe. Das in derselben enthaltene Gold wird blank gerieben und bleibt an den amalgamirten Kupferplatten hängen. Die aus dem Apparate ausfliessende Trübe geht noch durch eine Reihe 0,762 m weiter, mit amalgamirten Kupferplatten ausgesetzter Gerinne, in welchen der Rest des Freigoldes gewonnen wird, und dann in Aufbereitungsapparate zur Ansammlung der Sulfurete.

Die Amalgamation in sog. Amalgamatoren.

Von anderweitigen Amalgamationsapparaten, welche mit dem weitumfassenden Namen

„Amalgamatoren“

bezeichnet werden, sind eine grosse Anzahl erfunden worden. Es haben indess nur verhältnissmässig wenige derselben dauernde Anwendung gefunden. Nachstehend sollen nur die wichtigsten derselben betrachtet werden.

Der Atwood'sche Amalgamator steht auf der Idaho Mill bei Grass Valley in Californien mit grossem Vortheil in Anwendung.

Die Einrichtung desselben ergiebt sich aus den Figuren 546 und 547. Derselbe stellt einen geneigten Holzkasten von 1,219 m Länge, 0,533 m Breite, 0,355 m Tiefe und einer Neigung von 0,076 m auf 0,3048 m dar. In dem Boden desselben befinden sich zwei hölzerne Tröge t von 0,355 m

Weite, 0,154 m Tiefe und 0,482 m Länge, welche je 170 bis 200 kg Quecksilber enthalten. Ueber jedem Troge ist ein horizontal liegender rotirender Cylinder c von 0,203 m Durchmesser und 0,457 m Länge angebracht. In den Mantel des Cylinders sind rechtwinklig zur Axe desselben Stangen aus Eisendraht von 0,076 m Länge und 0,019 m Durchmesser mit einer schwachen Krümmung am vorderen Ende eingesetzt. Diese Stangen reichen bis nahe an die Oberfläche des Quecksilbers in den Trögen. Die beiden Cylinder sind 0,914 m von einander entfernt. In dem Boden des Kastens zwischen den Trögen befindet sich ein sägeförmiger Einschnitt (riffle), welcher mit Quecksilber gefüllt ist. In die Aufgebevorrichtung v bringt man das zu amalgamirende gepochte Erz.

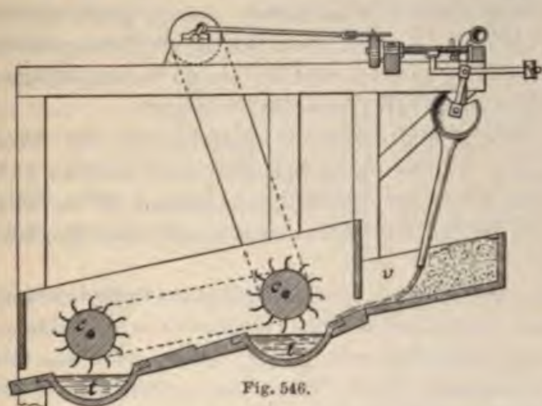


Fig. 546.

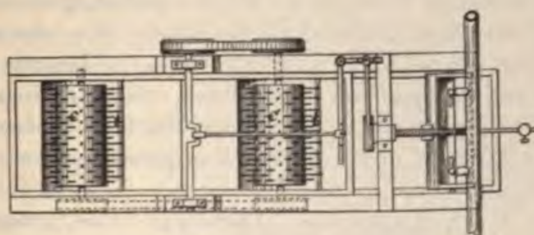


Fig. 547.

Dasselbe stammt von Planenheerden, auf welchen das in californischen Pochwerken gepochte Erz concentrirt worden ist. Durch einen durch das Rohr gleichmässig ausströmenden Wasserstrahl wird der goldhaltige Schlich gleichmässig in den Amalgamator geführt. Das gleichmässige Ausströmen des Wassers, dessen Temperatur 40 bis 50° C. beträgt, wird durch eine besondere über dem Rohre angebrachte Vorrichtung bewirkt. Die rotirenden Cylinder machen in der Minute 60 Umdrehungen.

Durch die an denselben befestigten Stangen werden die leichteren Theile der Schliche über dem Quecksilber gehalten, während das in den-

selben enthaltene Gold in dem Quecksilber untersinkt. Die leichteren Theile und die goldhaltigen Sulfurete fliessen am unteren Ende des Amalgamators mit dem Wasser ab und gelangen durch 2 Gerinne, in welchen sich wellenförmig gebogene, amalgamirte Kupferplatten befinden, in den oben beschriebenen Eureka rubber. Eine Hauptbedingung für die Wirksamkeit der Amalgamatoren ist die, dass die Oberfläche des Quecksilbers stets blank erhalten wird. Dieselbe wird daher, sobald sie nicht mehr blank ist, durch Abziehen des schaumigen Ueberzuges (skimmings) von derselben wieder klar gemacht. Man erhält so eine ziemlich grosse Menge schaumiger Massen, welche, wie oben beschrieben, in der Knox-Pfanne verarbeitet werden.

Das Amalgam wird wöchentlich aus den Trögen und riffles entfernt. Zu diesem Zwecke schöpft man zuerst das Quecksilber aus und nimmt dann behutsam das auf dem Boden verbliebene Amalgam heraus. Aus dem oberen Trog gewinnt man 90 bis 95 % des Amalgams, aus dem Riffle und dem unteren Trog den Rest desselben.

Auf der Idaho Mill steht die gedachte Art der Amalgamation in Verbindung mit der Nachamalgamation in Eureka rubbers in Anwendung. Die Erze sind goldhaltige Quarze, deren Goldgehalt nach Egleston in den letzten 10 Jahren zwischen 12 und 20 Dollars per t geschwankt hat.

Die Erze werden zuerst in californischen Pochwerken gepocht. Die Pochtrübe wird über Planenheerde (blanket-sluices) geführt, welche lose liegende Tücher (blankets) aus grober Wolle enthalten. Auf denselben bleiben die schwereren Theile (Gold und goldhaltige Sulfurete) liegen, während die leichteren Theile in die Eureka rubbers geführt werden. Die Wollentücher werden in kurzen Zwischenräumen (die oberen Tücher alle 10 Minuten, die unteren Tücher alle 2 Stunden) in Fässern ausgewaschen und dadurch von den schweren Erztheilchen, welche sich auf ihnen abgelagert haben, befreit. Diese so gewonnenen Erztheile machen 10 bis 12 % der gepochten Erze aus und werden in der gedachten Weise in Atwood'schen Amalgamatoren verarbeitet.

Die von den Amalgamatoren abfliessende Trübe gelangt ebenso wie die Trübe von den Planenheerden in die Eureka rubbers.

Die aus den letzteren abfliessende Trübe gelangt auf amalgamirte Kupferplatten und dann zum Auffangen der Sulfurete auf Concentrations-Apparate (Round-buddles von Paine und Stevens und auf sog. Tossing-Tubs).

Der beim Reinigen des Quecksilbers in den Amalgamatoren und Riffles erhaltene Schaum wird, wie erwähnt, in Knox-Pfannen verarbeitet.

Die Sulfurete werden nach vorgängiger Röstung der Chloration unterworfen.

Von der Gesammtmenge des durch die Amalgamation gewonnenen Goldes werden $65\frac{1}{2}$ % in den Amalgamatoren, 2 % in den Riffles (gekerbten Gerinnen), 26 % in den Knox-Pfannen, $4\frac{1}{2}$ % in den Eureka

bers und 2 % in den letzten mit amalgamirten Kupferplatten versehenen innen gewonnen.

Von dem in den Erzen enthaltenen Freigold werden 75 % gewonnen, dem in den Sulfureten enthaltenen Gold 9,5 %. Der Werth der Sulete beträgt 80 Dollars per t.

Der Amalgamator von Paul[1]) ist ein Trog aus verzinktem Eisench mit geraden Seitenwänden und cylindrischem Boden. Als Rührwerk nt eine mit amalgamirten Kupferplatten ausgesetzte Schraube, welche bis 100 Umdrehungen in der Minute macht. Auf dem Boden des parates befindet sich das erforderliche Quecksilber.

Der Amalgamator von Crosby[2]) ist ein hölzerner Bottich mit ischem Boden. Derselbe wird bis zu $^1/_3$ seines Inhaltes mit Erz get, welches mit dem durch eine Brause zugeführten Quecksilber vertelst eines Rührwerks zusammengemengt wird.

Hat das zufliessende Quecksilber ein bestimmtes Niveau erreicht, so sst es durch eine Oeffnung im Gefässe ab und gelangt durch ein Filter eine mit Leder überzogene Schaale, die man in eine Lösung mit Cyanlium eintaucht. Die Cyankaliumlösung reinigt das Quecksilber von Fett d Schmutz, worauf dasselbe wieder von Neuem in den Apparat gebracht rd. Nach 4stündiger Amalgamation erfolgt die Trennung des Amalgams m Erzbrei.

Ueber die dauernde Anwendung beider Apparate ist dem Verfasser chts bekannt geworden.

Auf die Amalgamation durch Aufsteigenlassen von goldhaltigen rzen in einer Quecksilbersäule sind verschiedene Amalgamatoren gründet worden (D. R. P. No. 8306 von Ball, No. 11294 von Tichenor, n Stevenot, Oesterr. Zeitschr. 1879, S. 248), ohne dass dieselben indess jetzt eine Anwendung im Grossen erfahren hätten. Ein auf das gedachte incip gegründeter Apparat von Thenot, gleichfalls bis jetzt ohne Anndung, besteht aus einer Reihe hintereinandergestellter gusseiserner Töpfe, n welchen der Boden des hinteren Topfes immer mit dem oberen Theile s vorderen Topfes durch ein Rohr communicirt. Die Töpfe werden bis zu nem bestimmten Niveau mit Quecksilber gefüllt. Durch eine Wasserule bzw. durch die Säule des Erzbreis wird der letztere nach einander rch das in den verschiedenen Töpfen befindliche Quecksilber gepresst. e Regulirung des Druckes erfolgt durch ein am Austrittsrohr des letzten pfes angebrachtes Ventil.

Auch auf die Centrifugalkraft sind verschiedene Amalgamatoren gründet worden, z. B. von William Augustus Howard in Brisbane ueensland), Australien. Patent vom 17. December 1892.

---

[1]) B.- und H.-Ztg. 1872, S. 55, 382. 1875, S. 91. 1878, S. 314.

[2]) B.- und H.-Ztg. 1874, S. 12. 1876, S. 275.

Der Designolle-Prozess der Amalgamation

(siehe Silber, Seite 724) hat sich für die Gewinnung von Gold ebensowenig anwendbar erwiesen wie für die Gewinnung von Silber.

Die Behandlung des Gold-Amalgams

geschieht in der nämlichen Weise wie die Behandlung des Silber-Amalgams. Gewöhnlich ist das Amalgam rein genug, um nach vorgängigem Abfiltriren des überschüssigen Quecksilbers ausgeglüht zu werden. Das von den amalgamirten Metallplatten gewonnene Amalgam ist so steif, dass es ohne Weiteres mit Hülfe einer kleinen Menge Quecksilber zu Ballen geknetet werden kann. Das ganz unreine Amalgam behandelt man in den Vereinigten Staaten, wie das unreine Silber-Amalgam, in Knox-



Fig. 548.

Pfannen. Dann wird es in Schüsseln mit Quecksilber gewaschen und filtrirt.

Das in der gedachten Weise behandelte Amalgam wird in der nämlichen Weise wie das Silber-Amalgam ausgeglüht.

Man wendet in den Vereinigten Staaten sowohl liegende Cylinder aus Gusseisen als auch Tiegel aus diesem Materiale an.

Die liegenden Cylinder sind bereits beim Silber beschrieben worden. Sie besitzen eine Länge von 0,914 bis 1,219 m und einen Durchmesser von 0,304 m. Die Einrichtung des Ofens und der Vorlagen ist die nämliche, wie beim Silber beschrieben. Der Einsatz in dieselben beträgt 100 bis 600 kg Amalgam. Man erhitzt langsam bis zum Siedepunkt des Quecksilbers und erhält die Hitze gegen 2 Stunden auf dieser Temperatur; als dann erhitzt man zur Dunkelrothglut und erhält diese Temperatur eine Stunde lang. Man lässt dann 4 bis 6 Stunden lang abkühlen, worauf d

d aus der Retorte entfernt wird. Zum Ausglühen von 500 kg Amalgam $^1/_8$ bis $^1/_2$ cord (1 cord = 128 engl. Cbf.) Holz erforderlich.

Eine Retorte hält 100 bis 300 Einsätze aus. Der Quecksilberlust ist sehr gering. Derselbe beträgt auf die t Amalgam $^1/_2$ bis $1^1/_4$ kg. s so erhaltene Gold hat in Californien 600 bis 850 Feingehalt. sselbe wird in Tiegeln mit Salpeter und Soda geschmolzen.

Auf kleineren Goldwerken der Vereinigten Staaten wendet n zum Ausglühen auch Tiegel von der aus Figur 548 ersichtlichen Gelt an. Dieselben bestehen aus Gusseisen und sind an ihrem oberen Rande gedreht. Ebenso ist der Deckel an seinem unteren Rande abgedreht. Dieben werden in den verschiedensten Grössen zur Aufnahme von $4^1/_2$ bis kg angewendet. Die grössten Tiegel für 62 kg besitzen oben 0,203 m,

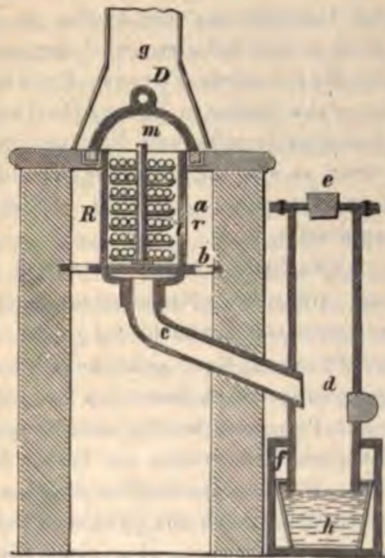


Fig. 549.

ten 0,152 m Durchmesser und eine Höhe von 0,3048 m; die kleinsten iegel für $4^1/_2$ kg Einsatz haben oben 0,099 m und unten 0,079 m Durchesser sowie 0,107 m Höhe.

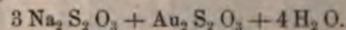
Eine in Ungarn angewendete Retorte ist aus der Figur 549 ersichtch. Dieselbe stellt einen stehenden Cylinder a von 22 cm lichter Weite und 7 cm Höhe dar, welcher auf dem Roste b steht und sich nach unten in nen Ansatz von 7 cm Weite verengt, in welchen das Ende des Rohrs c ngesetzt wird. Der Ofen R ist 1,3 m hoch und 50 cm weit und an seinem beren Ende durch eine Gusseisenplatte verschlossen. Das auszuglühende malgam wird auf Teller t aus Eisenblech gelegt, welche über die Eisenange m geschoben werden. Ein glockenförmiger Deckel D verschliesst das bere Ende der Retorte. Der Brennstoff (Holzkohle) wird in dem Raume r

des Ofens um die Retorte herum angehäuft. Die Verbrennungsgase ziehen durch die Esse g ab. Die Quecksilberdämpfe treten durch das Rohr c in das 17 cm weite, oben durch einen Pfropfen verschlossene gusseiserne Rohr d und condensiren sich in dem mit Wasser gefüllten Kasten h. Der Prozess des Ausglühens dauert 4 Stunden.

B. Die Gewinnung des Goldes durch die Ueberführung desselben in die Form wässriger Lösungen.

Bis jetzt stehen zwei Prozesse in Anwendung, durch welche das Gold aus eigentlichen Golderzen in die Form wässriger Lösungen übergeführt und aus denselben im metallischen Zustande ausgefällt wird, nämlich der Prozess der Ueberführung des Goldes in eine Chlorgoldlösung und der Prozess der Ueberführung des Goldes in eine Kalium-Gold-Cyanürlösung. Nach seinen Erfindern wird der erste Prozess Plattner-Prozess, der zweite Mac Arthur Forrest-Prozess genannt.

Die Ueberführung des Goldes in Thiosulfatlösungen mit Hülfe von Natriumthiosulfat, Calciumthiosulfat und Natriumkupferthiosulfat wird nur dann angewendet, wenn es sich um Silbererze handelt, welche verhältnissmässig geringe Mengen von Gold enthalten. In diesem Falle bildet das Gold Doppelsalze, z. B.



$$3\,Na_2S_2O_3 + Au_2S_2O_3 + 4\,H_2O.$$

(Nach Russel lösen 1000 ccm Natriumthiosulfatlösung von der verschiedensten Concentration 0,002 g Gold auf.)

Der Plattner-Prozess lässt sich in vielen Fällen anwenden, in welchen die Amalgamation versagt, besonders bei pyritischen Erzen. Der Mac Arthur Forrest-Prozess, welcher erst einige Jahre alt ist, eignet sich nach den bisherigen Erfahrungen am besten für Erze, welche „free milling" sind, d. h. das Gold an Quecksilber abgeben und dasselbe in sehr feiner Vertheilung enthalten. Auch für pyritische Golderze ist er anwendbar, nach den bisherigen Erfahrungen aber nicht mit dem nämlichen Vortheile wie der Plattner-Prozess. Es giebt indess auch Golderze, bei welchen weder die Amalgamation noch die Chloration noch die Verwandlung des Goldes in eine Kalium-Gold-Cyanürlösung mit Vortheil anwendbar ist, so dass hier der metallurgischen Forschung noch ein weites Feld bleibt.

Der Plattner-Prozess.

Dieser Prozess beruht auf dem Einwirkenlassen von Chlorgas auf angefeuchtete Golderze, auf dem Auslaugen des hierdurch gebildeten Goldchlorids mit Wasser und auf der Ausfällung metallischen Goldes aus der Goldchloridlösung durch Eisensulfat, Holzkohle, Schwefelwasserstoff oder Schwefelmetalle.

Derselbe wurde im Jahre 1848 von Plattner zur Extraction des Goldes aus Arsenikkiesabbränden der Hütte von Reichenstein in Schlesien vorge-

gen und [illegible]
[illegible]
len [illegible]
inder [illegible]
g [illegible]
Süd-Afrika [illegible]
ndung

Den [illegible]
rtheil [illegible]
cht. Hierzu [illegible]
rtheilung [illegible]
ach Pyrit [illegible]
gen werden kann

Bei [illegible]
en Körpern [illegible]
werden, [illegible]
enheit [illegible] Körpern [illegible]
zugänglich für [illegible]
inen. [illegible]

Da [illegible]
o müssen [illegible]
iner [illegible]
rsen und Arsen [illegible]
ei dieser [illegible]
n, um etwa [illegible]
etalle [illegible]
n der Chlor [illegible]
n verwandeln

Auch [illegible]
ckern und [illegible]
ehr zugänglich [illegible]

In den Erzen [illegible]
elches Gold [illegible]
schwert. Der [illegible]
on Silber. Auch [illegible]
er Röstmassen [illegible]
gen. Bei der [illegible]

Ist das [illegible]
verläuft die Chlor [illegible]
n gröberen Körnern [illegible]
onsprozess geeignet

Enthält das [illegible]
rhandene Schwefelmetall [illegible]
urch diesen letzteren [illegible]

gold verwandelt, welches sich nicht auslaugen lässt. Auch löst die S säure Metalloxyde auf.

Das für den Prozess erforderliche Chlor wird entweder aus Bra stein, Kochsalz und Schwefelsäure oder aus Chlorkalk und Schwef säure erzeugt. Im ersteren Falle erzeugt man es in besonderen Chlo entwicklern, im letzteren Falle in den Chlorationsgefässen selb Bei der Chloration hat man auch Druck angewendet, ohne indess hi durch erheblich bessere Ergebnisse erzielt zu haben als bei der Chlorati ohne Druck.

Die Apparate, in welchen die Chloration des Goldes bewirkt wi sind bei sehr kleinem Betriebe, wie er früher zu Reichenstein in Schlesi geführt wurde und gegenwärtig auch noch zeitweise zu Freiberg sta findet, Gefässe aus glasirtem Steingut, bei grösserem Betriebe, wie beispielsweise in den Vereinigten Staaten von Nord-Amerika und Australien geführt wird, getheerte Holzbottiche mit doppelte Boden oder rotirende Trommeln aus Holz oder Eisen mit Ble futter.

Am meisten verbreitet ist der Plattner-Prozess in Californien. den dortigen Erzen ist ein grosser Theil des Goldes in solchem Zustan enthalten, dass er durch Quecksilber ausgezogen werden kann. Ein ander Theil desselben ist in Sulfurete (Pyrit mit Kupferkies und Arsenkies) ei geschlossen und entzieht sich der Einwirkung des Quecksilbers. Dies Theil des Goldes wird durch Chloration gewonnen. Man unterwirft g wöhnlich die Golderze, wie bereits oben dargelegt, zuerst der vereinigte Pochwerks- und Kupferplatten-Amalgamation, um das Freigo auszuziehen, und führt die Rückstände (tailings) auf amerikanische Sto heerde, sog. Frue vanners, um die Sulfurete aus denselben zu gewinne Die Sulfurete (concentrates) werden dem Plattner-Prozess unte worfen.

Diese Sulfurete machen gewöhnlich nur $1^1/_2$ bis 2 % vom Gewich der Erze aus; nur ausnahmsweise erreichen sie 7 bis 10 % des Erzg wichtes. Der Goldgehalt derselben beträgt im grossen Durchschnitte 4 bis 100 Dollars per t.

Die Zusammensetzung derartiger Kiesschliche, wie man sie dur Verwaschen der Amalgamationsrückstände erhält, ist die nachstehende:

	I. Eureka and Idaho Mines, Grass Valley	II. Washington Mine, Mariposa County	III. Black Bear Mine, Klamath County
Cu	0,85	—	—
Pb	0,78	1,50	—
Au	0,02743	0,00914	0,0137
Ag	0,0068	0,0035	0,0030
Zn	—	1,34	—
Fe	40,65	30,85	42,05

	I. Eureka and Idaho Mines, Grass Valley	II. Washington Mine, Mariposa County	III. Black Bear Mine, Klamath County
As	Spur	—	21,25
S	32,80	31,33	25,10
Si	12,64	33,30	10,35
Al	0,10	—	0,85
Mg	3,50	—	—
O und Verlust	8,65	1,67	0,38

Auf Erze direct, ohne vorgängige Amalgamation derselben bzw. Concentration der Sulfurete wird der Plattner-Prozess seltener angewendet, z. B. auf dem Mount Morgan in Queensland, Australien.

Wir haben nun bei der Ausführung des Chlorations-Prozesses zu betrachten:

1. Die Röstung der Erze.
2. Die Chloration des Goldes und das Auslaugen des Goldchlorids aus den Erzen.
3. Die Gewinnung des Goldes aus der Goldchloridlösung.

Sind die Golderze silberhaltig, so verbleibt das Silber (da Chlorsilber in Chlor unlöslich ist) in den Rückständen. In diesem Falle laugt man das Silber aus den entgoldeten Rückständen durch Thiosulfate aus.

Die Röstung der Erze.

Die Röstung hat den Zweck, das Gold frei zu legen und die Metalle ausser Gold und Silber in Oxyde zu verwandeln, welche letzteren vom Chlor nur wenig angegriffen werden. In manchen Fällen, z. B. wenn Gold in Brauneisenstein eingeschlossen ist, bezweckt man durch die Röstung nur die Freilegung des Goldes durch Austreiben des Wassers und Auflockerung des Erzpulvers.

Durch die Röstung sollen Arsen, Antimon und Schwefel möglichst vollständig entfernt werden. Auch dürfen lösliche Salze (Eisensulfat und Eisenchlorür) nicht in dem Röstproducte enthalten sein, weil dieselben aus der bei der Chloration gebildeten Goldchloridlösung Gold ausfällen. Kalk und Magnesia sind insofern schädlich, als sie Chlor bei der Chloration absorbiren und dadurch den Chlorverbrauch erhöhen. Auch Blei nimmt bei der Chloration Chlor auf.

Bei Kalk, Magnesia und Blei enthaltenden Erzen setzt man am Schlusse der Röstung Kochsalz zu, um die betreffenden Metalle in Chloride überzuführen, so dass das freie Chlor bei der Chloration des Goldes nicht mehr auf dieselben einwirken kann. Blei wird bei der Röstung z. Th. in Bleisulfat verwandelt, welches Salz sich mit Chlor-

natrium in Natriumsulfat und Bleichlorid bzw. bei Anwesenheit von Bleioxyd in Bleioxychlorid umsetzt. Andernfalls würde das Blei bei der Chloration durch freies Chlor in Oxychlorid verwandelt werden.

Beim Zusatze von Kochsalz ist die Temperatur nicht zu hoch zu halten, um die Verflüchtigung von etwa gebildetem Goldchlorid zu vermeiden. Ist Kupfer in den Erzen vorhanden, so wirkt Kupferchlorid besonders stark auf die Verflüchtigung von Gold hin. Der Zusatz von Kochsalz darf desshalb erst erfolgen, nachdem alles Kupfer in Kupferoxyd verwandelt ist.

Nach Egleston[1]) kann bei der chlorirenden Röstung der Verlust an Gold durch Verflüchtigung desselben in der Form einer Chlorverbindung je nach der Höhe der Temperatur und der Dauer der Röstung 40 bis 90 % vom Goldgehalte der Erze betragen. Er erreicht seinen Höchstbetrag bei Anwesenheit von Kupferchlorid, welches Salz das Gold zur Verflüchtigung veranlasst.

Nach Versuchen von Egleston[2]) ergaben sich beim Rösten kupferhaltiger Golderze mit nur 3 % Kochsalz die nachstehenden Goldverluste:

No. der Einsätze	Goldgehalt vor der chlorirenden Röstung	Goldgehalt nach der chlorirenden Röstung	Goldverlust in %
	Flammofenröstung		
2	0,916	0,426	53,5
4	0,262	0,150	42,8
5	0,538	0,075	86,1
6	0,650	0,075	88,5
	Muffelofenröstung		
1	0,700	0,050	93,0
2	0,525	0,075	85,7
3	0,650	0,065	90,0

Bei 100° C.[3]) ist Gold in einer Chlorgas-Atmosphäre nur sehr wenig flüchtig. Die Flüchtigkeit steigt aber schwach bis zu 250°. Dann nimmt sie wieder ab bis unter Rothglut, steigt aber wieder mit beginnender Rothglut und nimmt stetig bis zur Weissglut zu.

Enthalten die Erze Silber, so wird dasselbe durch den Kochsalzzusatz in Chlorsilber übergeführt. Das Chlorsilber wird durch Auslaugen mit Thiosulfaten gewonnen. Umhüllt das Chlorsilber Goldtheilchen, so laugt man dasselbe am besten vor und nach der

[1]) Trans. Inst. Min. Eng. vol. XIX, p. 339.
[2]) Trans. Am. Inst. Min. Eng. vol. XIV, p. 336.
[3]) Trans. Inst. Min. Eng. vol. XVII, p. 26.

hloration, andernfalls aber erst nach erfolgter Auslaugung des oldchlorids aus. Enthält das Röstgut grössere Mengen von Chlorlei, so wird dasselbe am besten vor der Chloration durch Auslaugen nit Wasser entfernt.

Für jede einzelne Erzsorte ist die Menge des zuzusetzenden Kochalzes, die Dauer der Röstung, die bei derselben innezuhaltende Temperatur unter Berücksichtigung der geringsten Goldverluste durch Versuche zu ermitteln.

Die Röstvorrichtungen sind Flammöfen der verschiedensten Bauart, Fortschaufelungsöfen mit einem Heerde, mit mehreren übereinander liegenden Heerden, mit mehreren stufenförmig zu einander liegenden Heerden, mit Heerden von elliptischer Gestalt sowie rotirende Cylinder und schliesslich auch Spence-Oefen.

Am zweckmässigsten von den Oefen mit festliegendem Heerde sind der Fortschaufelungsofen mit einem Heerd und Arbeitsöffnungen an beiden Seiten desselben, sowie der Ofen mit stufenförmig zu einanderliegenden Heerden. Die Oefen der letzteren Art werden häufig in Californien angewendet.

Die Oefen mit elliptischem Heerde, wie sie gleichfalls in Californien in Anwendung stehen, sind schwierig zu bauen, ohne dass sie irgendwelche Vorzüge gegenüber den Oefen mit rechteckigen Heerden aufzuweisen hätten.

Bei der Nothwendigkeit der Verarbeitung grosser Mengen von Erzen empfehlen sich die rotirenden Cylinder, die verbesserten O'Harra-Oefen und der Spence-Ofen.

Die Fortschaufelungsöfen macht man am besten 17 bis 20 m lang. In derartigen Oefen setzt man in 24 Stunden durchschnittlich 3 t Erz durch.

Auf der Treadwell Mine in Californien geschieht die Röstung der Pyrite in einem Spence-Ofen[2]) mit vier Platten. Dem Erzpulver, dessen Goldgehalt 5 bis 6 Dollars per t beträgt, werden auf dem dritten Heerde 3 % Kochsalz beigemengt. Das Erz bleibt 16 Stunden im Ofen. In 24 Stunden werden 8 t geröstet.

Auf den Werken von Sutter Creek, Amador County in Californien[1]) dient zur Röstung ein Fortschaufelungsofen von 24,38 m Länge und 3,6 m Breite i. L. Das zu röstende Erz wird in Einsätzen von $1\frac{1}{4}$ bis $1\frac{1}{2}$ t in den Ofen gebracht. Jeder Ofen fasst drei Einsätze, welche jeder für sich bearbeitet und aus dem Ofen gezogen werden. In 24 Stunden werden drei Einsätze im Gesammtgewichte von $3\frac{3}{4}$ bis $4\frac{1}{2}$ t durchgesetzt. Der dem Fuchse am nächsten liegende Einsatz wird getrocknet, während der mittlere gleichzeitig von dem grössten Theile des

[1]) Egleston l. c. p. 606.
[2]) Egleston l. c. p. 607.

Schwefels befreit und der der Feuerbrücke zunächst liegende tot geröstet wird. Das Salz ($^3/_4$ % vom Gewichte des Einsatzes) wird zugefügt, sobald keine Schwefelflammen mehr erscheinen.

Auf den Amador-Reduction Works bei Amador City in Californien befinden sich Fortschaufelungsöfen von 22,8 m Länge und 3,6 m Breite i. L. mit 6 Arbeitsöffnungen an jeder langen Seite. In 24 Stunden werden 3 t Erz bei einem Brennstoffaufwand von 1 cord (128 cbf. engl.) Holz geröstet. Der Salzzusatz beträgt 1 % vom Erzgewicht. Für die Bedienung genügt ein Arbeiter in der achtstündigen Schicht.

Auf den Eureka Works bei Grass Valley in Californien befand sich früher ein Fortschaufelungsofen mit zwei übereinander liegenden Heerden, von welchen der obere Heerd 12 m lang und 1,828 m breit war. Der untere Heerd hatte die nämliche Breite, war aber bedeutend kürzer. Von dem Erzpulver lagen 9 t auf dem oberen Heerde und nur 1 t auf dem unteren Heerde. Nach dem Entleeren des unteren Heerdes wurde 1 t von dem oberen Heerde herabgestürzt und auf dem unteren Heerde ausgebreitet, während 1 t auf den oberen Heerd nachgesetzt wurde. In 24 Stunden wurden 3 t Erz durchgesetzt. Zur Bedienung des Ofens waren 2 Mann in der achtstündigen Schicht erforderlich.

Auf den Providence works bei Nevada City in Californien sind Oefen mit zwei übereinander liegenden elliptischen Heerden im Betriebe. Ueber dem Gewölbe des oberen Heerdes findet das Trocknen der Erze statt. Die grosse Axe der Heerde ist 4,57 m, die kleine Axe 3,66 m lang. Das Erz, dessen Goldgehalt 120 Dollars und dessen Silbergehalt 12 Dollars per t beträgt, wird in Mengen von je 5 t zuerst über dem Gewölbe des oberen Heerdes getrocknet und dann durch Oeffnungen in demselben auf den oberen Heerd gestürzt, wo es ausgebreitet und in Zwischenräumen von je 10 bis 15 Minuten durchgekrählt wird. Alle 12 Stunden werden 2 t durch Oeffnungen in der Sohle des oberen Heerdes auf den unteren Heerd herabgelassen, während eine gleiche Menge Erz auf den oberen Heerd nachgesetzt wird. Nachdem das Erz 4 Stunden auf dem unteren Heerde gelegen hat, wird bei niedriger Temperatur 1 % Salz in dasselbe eingekrählt und dann unter Erhöhung der Temperatur das Durchkrählen des Erzes noch 4 Stunden lang fortgesetzt, worauf dasselbe aus dem Ofen gezogen wird.

Auf der Deloro Mine, Ontario, Canada[1]), wird das Erzpulver zuerst in einem rotirenden Cylinder getrocknet und dann in zwei untereinander liegenden rotirenden Cylindern geröstet. Der obere Cylinder ist 9,14 m lang und hat 1,52 m Durchmesser. Derselbe steht an seinem unteren Ende durch ein Rohr mit dem unteren Cylinder in Verbindung, welcher 6 m Länge und 1,219 m Durchmesser besitzt. Die Feuergase

---

[1]) Trans. Am. Inst. Min. Eng. vol. XI p. 193.

...ziehen zuerst den unteren und dann den oberen Cylinder. Das Erz ...läuft zuerst den oberen und dann den unteren Cylinder. In 24 Stunden ...den 10 t Erz geröstet.

Die Röstung wird, wie schon erwähnt, bei niedriger Temperatur ...geführt. Nur zum Schlusse wird höhere Temperatur angewendet, ... die gebildeten Sulfate nach Möglichkeit zu zersetzen.

Das aus dem Ofen gezogene Erz vereinigt man erst zu Haufen, um eine Nachchlorirung zu bewirken und breitet es dann auf einem Kühlboden aus. Nach vollständiger Abkühlung feuchtet man es mit 4 bis 5 % Wasser an und unterwirft es der Behandlung mit Chlor. Erforderlichen Falles werden vor der Chloration die in Wasser löslichen Salze und das Chlorsilber ausgelaugt.

Die Chloration des Goldes und das Auslaugen des Goldchlorids aus den Erzen.

Die Chloration des Goldes wird entweder bei ruhender Masse in Gefässen, welche feststehen oder in Zapfen aufgehängt sind, oder bei bewegter Masse in rotirenden Gefässen, gewöhnlich in Cylindern, ausgeführt. Das Chlor kann sowohl in besonderen Apparaten erzeugt und nach vorgängigem Waschen in das Erz eingeführt als auch durch Zusatz Chlor entwickelnder Reagentien zu den Erzen in den Chlorationsgefässen selbst entwickelt werden. In rotirenden geschlossenen Gefässen lässt sich auch die Chloration unter Druck ausführen, was bei offenen Gefässen und Bottichen nicht angängig ist.

Die Chloration in rotirenden Gefässen verläuft erheblich schneller als in Gefässen mit unbewegter Masse und giebt ein hohes Goldausbringen. Es werden nämlich durch die Bewegung der Massen die einzelnen Erztheile zerrieben und dadurch die einzelnen Goldtheilchen für die Einwirkung des Chlors besser blosgelegt. Auch werden etwa vorhandene Ueberzüge der Goldtheilchen durch die Reibung der Erztheilchen aneinander entfernt. Besonders gut verläuft die Chloration, wenn das Chlor in den rotirenden Gefässen selbst erzeugt wird (aus Chlorkalk und Schwefelsäure), indem es in statu nascendi kräftig chlorirend auf das Gold wirkt und mit den einzelnen Theilchen desselben in Folge der Rotation des Gefässes in die innigste Berührung gebracht wird.

Die Anwendung von Druck wirkt vortheilhaft auf die Chloration des Goldes, hat aber nicht die Vortheile gebracht, welche man sich von derselben versprochen hat. Sie ist daher gegenwärtig, soweit das Chlor durch künstlichen Druck in das Chlorationsgefäss eingeführt wurde, nirgends mehr in Anwendung.

Von Sutton ist zur Chloration ein mit 2 Rührwerken versehener Eisenkessel mit Bleifutter vorgeschlagen worden.

Die Chloration bei ruhender Erzmasse.

a) mit Erzeugung des Chlors ausserhalb des Chlorationsgefässes.

Die Chlorationsgefässe mit ruhender Erzmasse bestehen bei Erzeugung des Chlors ausserhalb derselben bei ganz kleinem Betriebe aus Steinzeug, während sie bei Grossbetrieb mit Theer überzogene Holzbottiche darstellen.

So standen zu Reichenstein in Schlesien, wo der Plattner-Prozess zuerst eingeführt wurde, Gefässe aus Steinzeug in Anwendung. Man chlorirte daselbst geröstete Arsenikkiese, welche zur Herstellung von Arsen gedient hatten und 0,0022 bis 0,0024 % Gold enthielten. Die Gefässe waren mit einem Eisenreifen umspannte und in Zapfen aufgehängte Cylinder von 628 mm Höhe und 418 mm Weite, welche am Boden mit einem conischen Ansatze versehen waren. In dem letzteren befand sich ein auf einem durchlöcherten Thonboden ruhendes Filter aus Quarzstücken. Auf das Gefäss wurde ein Holzdeckel gesetzt und durch Verpichen luftdicht an dasselbe angeschlossen. Zur Einführung des Chlors diente ein durch den Deckel hindurchgeführtes bis nahe auf den Boden des Gefässes gehendes Bleirohr. Der Einsatz in das Gefäss betrug 75 kg Schlich.

Der Chlorentwickler bestand aus Thon und wurde auf einem Sandbade erwärmt. Derselbe war mit einem durch Mehlteig luftdicht angeschlossenen Bleideckel versehen. In dem letzteren befanden sich zwei Oeffnungen. Die eine diente zum Einbringen der Materialien für die Entwicklung des Chlors; die andere enthielt ein Bleirohr, durch welches das Chlor nach der Waschflasche geführt wurde. Der Chlorentwickler wurde mit 7,5 kg Salzsäure, 3,5 kg verdünnter Schwefelsäure (25° B.) und 3,5 kg Braunstein beschickt. Das Chlor wurde, nachdem es erst in der Waschflasche von Salzsäure befreit war, durch den Boden des Chlorationsgefässes unter die schwach angefeuchteten Erze geleitet. Nach 6 bis 7stündigem Durchleiten wurde das Chlor abgesperrt. Die Gefässe liess man (im Interesse der vollständigen Absorption des Chlors) noch 12 bis 15 Stunden stehen und begann dann das Auslaugen des Goldchlorids mit Wasser von 20° C. bis zur Erschöpfung der Massen. Ein Uebelstand war der, dass die Abbrände beim Auslaugen eine bedeutende Wassermenge banden, so dass die vollständige Verdrängung des gelösten Goldes sehr erschwert wurde.

In Freiberg[1]) werden gegenwärtig ausländische Golderze dem Plattner'schen Verfahren in Thongefässen unterworfen.

Die Holzbottiche, wie sie für Grossbetrieb angewendet werden, stehen entweder fest oder hängen in Zapfen. Sie erhalten äusserlich und innerlich einen dreifachen Anstrich von Theer, As-

[1]) Freibergs Berg- und Hüttenwesen 1893.

phaltlack oder Paraffin. Hierdurch werden sie sowohl vor der Einwirkung des Chlors geschützt als auch gedichtet.

Die feststehenden Bottiche sind cylindrisch und besitzen 1,5 bis 2,7 m Durchmesser i. L. sowie 0,76 bis 0,91 m Höhe i. L. Je nach der Grösse fassen sie 2 bis 5 t Erz. Sie besitzen in einiger Entfernung (0,038 m) über dem eigentlichen Boden einen zweiten durchlöcherten Holzboden. Auf dem letzteren befindet sich eine 0,152 m bis 0,203 m hohe Schicht von Quarzstücken. Die untersten derselben besitzen Hühnereigrösse und nehmen nach oben hin allmählich an Grösse ab. Auf die

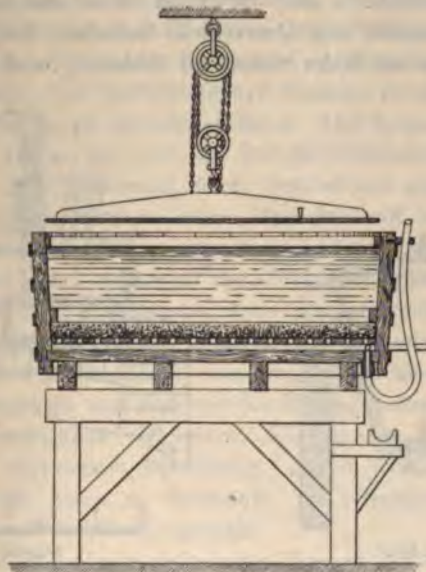


Fig. 550.

Quarzschicht folgt eine 0,05 m starke Sandschicht. Auf dieselbe wird ein Filtertuch aus Segelleinwand gelegt. Auch werden wohl anstatt desselben Holzbohlen über den Sand gelegt.

Die Einrichtung eines derartigen Bottichs ist aus der Figur 550 ersichtlich. Durch das horizontale Rohr am Boden wird das Chlor eingeführt. Die Flüssigkeit wird durch den aufwärts gebogenen Schlauch abgelassen.

Die Abmessungen einiger dieser Bottiche sowie ihre Fassungskraft sind aus der nachstehenden Zusammenstellung ersichtlich[1]).

---

[1]) Egleston l. c.

Name des Werks	Durchmesser des Bottichs in m	Höhe des Bottichs m	Fassungskraft in t
Treadwell Mine, Alaska	2,7	0,914	5
Amador, Californien	2,59	1	3,5
Plymouth, Californien	2,7	0,914	4
Sierra Buttes, Californien	1,5	0,964	2
Caillot's, Californien	2,438	1	3
Providence, Californien	1,828	0,762	3
Maltmans, Californien	1,5	1,2	2

Die Einrichtung eines in Zapfen aufgehängten Bottichs ist aus der Fig. 551 ersichtlich. a sind die Zapfen; b ist eine durchlöcherte Steingutplatte, unter welcher sich Quarzstücke befinden. Durch ein unter dem Boden befindliches mit Hahn versehenes Bleirohr, wird das Chlorgas ein-

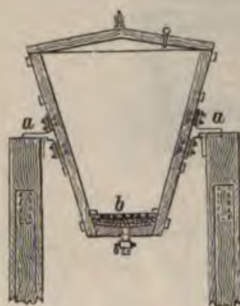


Fig. 551.



Fig. 552.

geführt. Derartige Gefässe stehen zu Grass Valley in Californien in Anwendung. Sie sind 1 m hoch, besitzen in der Mitte einen Durchmesser von 1,5 m und fassen 3 t Erz.

Das in die Bottiche einzubringende Erz muss den erforderlichen Grad der Feuchtigkeit besitzen. Zu trockenes Erz wird zu wenig vom Chlor angegriffen, während zu nasses Erz das Aufsteigen des Chlorgases verhindert. Ist das Erz 0,3 m hoch im Bottich aufgefüllt, so lässt man schon das Chlor in den Zwischenraum zwischen den beiden Böden eintreten und fährt gleichzeitig mit dem Eintragen des Erzes fort, bis es 50 bis 100 mm unter dem oberen Rande des Fasses steht. Alsdann wird letzteres durch einen Deckel verschlossen, in welchem sich Oeffnungen zum Auslassen der Luft und zum Beobachten des Gases befinden. Als Dichtungsmittel für den Anschluss des Deckels an den Bottich benutzt man Thonbrei, welcher durch übergelegte nasse Lappen feucht erhalten wird. Man lässt das Chlor je nach der Feinheit des Goldes 5 bis 12

Stunden lang in das Erz eintreten; dann verschliesst man das Eintrittsrohr für das Chlor und überlässt die Erze bei geöffnetem Deckel noch 24 bis 40 Stunden lang sich selbst.

Je feiner das Gold ist, um so schneller verläuft die Chloration desselben.

Das Chlor wird gewöhnlich aus Braunstein, Kochsalz und Schwefelsäure erzeugt.

Der Chlorentwickler ist ein Cylinder aus starkem Bleiblech oder aus inwendig mit Bleiblech gefüttertem Eisen mit einem in einem Wasserverschlusse ruhenden Deckel. Die Einrichtung eines derartigen Chlorentwicklers ist aus der Fig. 552 ersichtlich. Der Durchmesser desselben beträgt (für die Chloration eines Einsatzes von 3 t Erz) 0,508 bis 0,609 m; die Höhe 0,3048 m. Die festen Reagentien werden nach Abhebung des Deckels eingebracht. Zur Einführung der flüssigen Reagentien besitzt der Deckel ein heberförmig gekrümmtes Rohr a. Der Apparat steht auf einem Sandbad, durch welches er auf die für die Chlorentwicklung geeignete Temperatur von 50° C. gebracht wird, und ist mit einem Rührwerk aus Holz versehen, welches zeitweise durch Menschenkraft bewegt wird. Die Holzwelle des Rührwerks ist durch einen hydraulischen Verschluss hindurchgesteckt und wird während des Nichtgebrauches gehoben. Das Sandbad ruht in dem vorliegenden Falle auf einem Bogen aus Mauerwerk, welcher sich über einer Rostfeuerung befindet. Wasser- und Dampfbäder sind dem Sandbade vorzuziehen, da dieselben eine gleichmässige Hitze entwickeln und dadurch die Bildung fester Krusten auf dem Boden des Chlorentwicklers verhindern. Sie machen desshalb auch die Anwendung von Rührwerken überflüssig. Durch das Rohr b wird das Chlorgas vermittelst eines an demselben zu befestigenden Kautschuckschlauchs nach der Waschflasche geführt.

In neuerer Zeit hat man auf einigen Werken den hydraulischen Verschluss des Deckels wegfallen lassen und statt dessen den Deckel mit Hülfe von Teig gasdicht an den Chlorentwickler angekittet.

In den mit dem Chlorgaserzeuger verbundenen Waschflaschen wird das Chlorgas von Salzsäure befreit. Andernfalls würde die letztere bei Berührung mit in den Erzen noch enthaltenen Schwefelmetallen Schwefelwasserstoffgas entwickeln, welches das Gold als Schwefelmetall niederschlagen würde.

Für die Chloration von 3 t Erz gebraucht man 9 bis 11,5 kg Salz, 7 bis 9 kg Braunstein, 14 bis 20 kg Schwefelsäure von 66° B. und 8 bis 11 kg Wasser.

Nachdem das Erz im grossen Durchschnitte 48 Stunden in den Bottichen gewesen ist, erfolgt die Auslaugung des Goldchlorids durch Wasser. Zu diesem Zwecke wird über das Erz nach Entfernung des Deckels eine Decke von Sackleinen ausgebreitet und dann Wasser auf dieselbe geleitet. Durch die Sackleinwand wird das Wasser gleichmässig in

der Erzmasse verbreitet. Auf manchen Werken bringt man die Leinwanddecke schon vor Beginn der Chloration auf das Erz und lässt das Wasser bei geschlossenem Deckel durch in demselben angebrachte Löcher eintreten. Man lässt das Wasser erst dann aus dem Chlorationsgefässe abfliessen, wenn dasselbe 0,076 m über der Oberfläche des Erzes steht und sein Niveau nicht mehr verändert. In diesem Falle lässt man dasselbe bzw. die Goldchloridlösung durch eine Oeffnung im unteren Boden des Bottichs austreten und füllt stets ebensoviel Wasser nach als Goldchloridlösung ausfliesst, so dass die Oberfläche der Flüssigkeit im Bottich constant bleibt. Man stellt den Zufluss des Wassers erst ein, wenn die austretende Flüssigkeit keine Reaction mehr auf Gold zeigt.

Die Goldchloridlösung nun führt man durch ein Kautschuckrohr, wie es in Figur 550 ersichtlich ist (das Rohr in Figur 550 wird heruntergelassen, wenn die Flüssigkeit abgelassen werden soll), in ein Gerinne aus Holz und aus dem letzteren in Klärgefässe aus Holz oder auf Filtersäcke und schliesslich in die Fällgefässe. Auf den Filtern sowohl wie in den Klärbottichen bleiben die mechanischen Verunreinigungen der Goldchloridlösung zurück. Mit denselben scheidet sich auch etwa vorhandenes Blei, dessen lösliches Chlorid durch die Sulfate in unlösliches Bleisulfat verwandelt worden ist, ab.

Die Zusammensetzung einer klaren Goldlauge, welche aus einem Chlorationsbottich mit 3 t Erz von 163 Dollars Goldgehalt per t eine Minute nach der Oeffnung des Ablassrohres für die Goldchloridlauge erhalten wurde, war nach Deetken die nachstehende[1]):

	Grains[2])
Aluminiumsulfat	6,98
Magnesiumsulfat	132,55
Bleisulfat	4,16
Natriumsulfat	426,62
Goldchlorid	10,44
Eisenchlorid	0,32
Kupferchlorid	8,95
Natriumchlorid	536,00
Kieselsäure	0,24
Freies Chlor	127,28

Die ausgelaugten und ausgewaschenen Erze werden, wenn sie silberhaltig sind, in besondere Bottiche zum Auslaugen des Chlorsilbers geschaufelt, andernfalls werden sie als unbenutzbar aus den Bottichen entfernt.

[1]) Egleston l. c., pag. 642.

[2]) 1 pound troy = 373,24 g, 1 pound troy = 24 ounces zu 20 penny weights zu 24 grains.

Das Auslaugen des Chlorsilbers aus den Rückständen von der lorirung des Goldes geschieht mit Hülfe von Thiosulfaten, Natrium-iosulfat oder Calciumthiosulfat, in der nämlichen Weise, wie es i der Silbergewinnung dargelegt ist.

Aus den Laugen wird das Silber durch Schwefelnatrium bzw. chwefelcalcium als Schwefelmetall niedergeschlagen.

Beispielsweise wird auf den Sierra Butte works in Californien as von dem Goldchlorid befreite Erz in Fässern von 1,5 m Höhe und m Durchmesser durch eine 3procentige Natriumthiosulfatlauge 48 Stunden ng ausgelaugt und dann mit Schwefelnatrium behandelt. Der erhaltene chwefelsilberniederschlag wird geröstet und dann verkauft. Die Lauge-otticbe auf den Providence works in Californien besitzen 1,9 m urchmesser und 1 m Höhe, auf den Meredith's Works 1,8 m Durch-esser und 0,99 m Höhe.

) Die Chloration bei ruhender Erzmasse mit Erzeugung des Chlors im Chlorationsgefässe.

Dieses Verfahren, von dem schwedischen Ingenieur Munktell ange-eben und als Munktell-Prozess bekannt, besteht darin, dass man die er-orderlichen Falles vorher chlorirend zu röstenden Erze in Bottichen mit oppeltem Boden von der beschriebenen Art aufschichtet und verdünnte ösungen von Calciumhypochlorit und einer Säure, welche sich un-nittelbar über der Erzschicht vereinigen, langsam durch die letztere hindurch-inken lässt. Durch die Vereinigung dieser Reagentien wird Chlor entwickelt, velches das Gold in Goldchlorid verwandelt. Das letztere wird von der lüssigkeit aufgelöst. Dieselbe tritt frei von Chlor aus dem Bottich her-us und wird zur Ausfällung des Goldes in der nämlichen Weise behandelt, vie es weiter unten dargelegt ist. Der Gehalt der zur Chlorerzeugung erwendeten Lauge an Calciumhypochlorit soll 1% nicht übersteigen. Die äure, welche auf das Calciumhypochlorit einwirkt, soll so verdünnt sein, ass ihr Volumen gleich dem Volumen der Calciumhypochloritlauge ist.

Eine zweckmässige Einrichtung der Anlage ist die, dass über dem uslaugebottiche zwei kleine Bottiche von gleicher Grösse angebracht ind, von welchen der eine mit Calciumhypochloritlauge, der andere mit äure von der erforderlichen Stärke angefüllt ist. Diese Bottiche, ent-eeren gleichzeitig ihren Inhalt in zwei Gerinne, welche sich über dem Hauptbottich treffen. Man ist, nachdem die Gefässe gefüllt und für weiteren Zufluss abgesperrt sind, in der Lage, gleichzeitig gleiche Mengen ler verschiedenen Flüssigkeiten zusammenfliessen lassen zu können.

Dieser Prozess, welcher bis vor Kurzem zu Kolm Saigurn in den Salzburger Alpen in Anwendung stand und gegenwärtig noch zu Brad in Siebenbürgen ausgeführt wird, steht der nach ähnlichen Principien durchgeführten Chloration in rotirenden Fässern (Mears, Thies) nach.

Die Chloration bei bewegter Masse.

Die Chloration bei bewegter Masse wird bis jetzt in rotirenden Gefässen ausgeführt. (Von Sutton sind mit zwei Rührwerken versehene, festliegende Gefässe vorgeschlagen worden, welche versuchsweise auf dem Mount Morgan in Queensland zur Anwendung gekommen sind. Ueber den Erfolg derselben liegen indess Nachrichten noch nicht vor.) Man hat bei dieser Art der Chloration wohl hohen Druck angewendet, ist aber hiervon zurückgekommen.

Mears erzeugte den Druck sowohl durch Anwendung grosser Mengen von Chlorkalk und Schwefelsäure im Chlorationsgefässe selbst als auch durch Einpressen von Chlor, welches in besonderen Apparaten ausserhalb des Chlorationsgefässes erzeugt war, in das letztere. Newbery und Vautin wendeten im Chlorationsgefässe erzeugtes flüssiges Chlor an. Beide Verfahren sind aufgegeben worden, nachdem nachgewiesen war, dass die Chloration bei geringem Druck gleichfalls gut verläuft. Auch das auf die Anwendung hydraulischen Druckes gegründete Verfahren von Pollok scheint nicht zur definitiven Einführung gelangt zu sein. Man erzeugt gegenwärtig allgemein (Verfahren von Thies, Davis) das Chlor im Chlorationsgefässe selbst aus Chlorkalk und Schwefelsäure. Diese Chemikalien werden portionenweise in so geringen Mengen in das Chlorationsgefäss eingebracht, dass ein hoher Druck, durch welchen das Bleifutter sehr bald zerstört wird, überhaupt nicht entstehen kann.

Das Verfahren von Mears stand z. B. zu Deloro in Canada in Anwendung. Die Erze, geröstete Arsenkiese, hielten 79 bis 90 Dollars Gold per t. Die rotirenden Cylinder fassten 1 bzw. 3 t Erz. Das Chlor wurde zuerst in den rotirenden Cylindern selbst aus Chlorkalk und Schwefelsäure, welche Körper im Ueberschusse zugesetzt wurden, erzeugt, später fand man es indess vortheilhafter, das Chlor ausserhalb der Cylinder aus Kochsalz, Braunstein und Schwefelsäure herzustellen und durch den einen hohlen Zapfen der Trommel in das Chlorationsgefäss hineinzupressen. Der Druck betrug in beiden Fällen 30 bis 40 Pfund auf den Quadratzoll, d. i. 1524 bis 2032 mm Quecksilbersäule. Die Dauer der Chloration betrug 2 bis $2^1/_2$ Stunden. Der Hauptnachtheil des Verfahrens bestand in dem Undichtwerden des Bleifutters und in der Schwierigkeit der Reparatur desselben.

Das Verfahren von Newbery und Vautin hat eine Zeit lang auf dem Mount Morgan in Queensland (Australien) in Anwendung gestanden. Dasselbe besteht in der Anwendung flüssigen Chlors zur Chloration und in dem Auslaugen des Goldchlorids aus den Erzen im luftverdünnten Raume. Das flüssige Chlor sollte sehr schnell und kräftig auf das Gold einwirken, während die Anwendung einer Luftverdünnung ein rasches Auslaugen und Filtriren ermöglichte. Dieser letztere Umstand sollte besonders bei zähen und schlammigen Massen von Bedeutung sein, welche

wegen des schwierigen Auswaschens und Filtrirens die Anwendung des gewöhnlichen Plattner-Verfahrens ausschliessen. Das Chlorirungsgefäss war ein horizontaler rotirender Cylinder aus Eisen, welcher mit einem Bleifutter versehen war. Das Chlor wurde in dem Cylinder aus Chlorkalk und Schwefelsäure erzeugt. Durch Einleiten gepresster Luft von 4 Atm. Spannung wurde das Chlor in dem mit Erz beschickten Cylinder verflüssigt, welcher letztere nach der Verflüssigung des Chlors in Drehung versetzt wurde. Die Chlorirung der Goldtheilchen war je nach der Grösse derselben in 1 bis 4 Stunden beendigt. Nach beendigter Chloration liess man die Luft und das bei vermindertem Drucke wieder gasförmig gewordene Chlor in einen mit Kalkwasser gefüllten Bottich treten, in welchem das Chlor zurückgehalten wurde. Den Inhalt des Chlorirungscylinders entleerte man in ein unter demselben in Zapfen aufgehängtes, mit Filter versehenes Auslaugegefäss. Unter dem Filter wurde durch eine Luftpumpe ein Vacuum erzeugt, so dass Filtriren und Auswaschen sehr rasch von Statten gingen. Die Lauge floss auf ein Holzkohlenfilter, auf welchem das Gold niedergeschlagen wurde.

Dieses Verfahren ist abgeworfen und durch die Chloration in hölzernen, mit Blei ausgefütterten Tonnen ersetzt worden. Das Chlor wird in den Tonnen selbst aus Chlorkalk und Schwefelsäure erzeugt.

Die Chloration in rotirenden, horizontal liegenden Cylindern ohne starken Druck wird gegenwärtig grundsätzlich angewendet, da sie nahezu ebenso günstig verläuft wie die Chloration unter grossem Druck und den Vortheil besitzt, dass das Bleifutter der Gefässe nur wenig angegriffen wird. Das Chlor wird grundsätzlich in den Chlorationsgefässen erzeugt, da es in statu nascendi viel kräftiger chlorirend wirkt, als wenn es erst von aussen in dieselben eingeleitet werden muss.

Dieses Verfahren, welches in den Vereinigten Staaten als Thies-Verfahren bekannt ist, steht z. B. in Anwendung auf der Bunker Hill Mine bei Amador City, Californien, auf den Phönix und Haile Gruben in Nord-Carolina, auf dem Mount Morgan in Queensland, Australien. Die Fässer bestehen aus Gusseisen, Schmiedeeisen oder in seltenen Fällen (Mount Morgan) aus Holz. Gewöhnlich wird Gusseisen angewendet. Das Bleiblech, mit welchem die Fässer gefüttert werden, ist 0,0064 m stark und wird mit Hülfe von Bolzen an den Fasswandungen befestigt. Der äussere Durchmesser des Fasses beträgt bei den Fässern in Amerika 1,219 m, der lichte Durchmesser 1,016 m. Die äussere Länge des Fasses beträgt 1,828 m, die Länge i. L. = 1,371 m. In die Fässer eingesetzte Rippen zum Zwecke des Hebens und Fallenlassens der Massen bei der Umdrehung der Fässer hat man wieder entfernt, weil die Ergebnisse der Chloration durch dieselben nicht verbessert wurden. Die Kopfstücke der Fässer bestehen immer aus Gusseisen und sind mit angegossenen Zapfen versehen. Die Fässer fassen 1 t Erz.

Der Betrieb wird so geführt, dass man zuerst das erforderliche Wasser (610 bis 635 l auf 1 t Erz) in das Fass bringt und dann das Erz [illegible]. Die Reagentien zur Erzeugung des Chlors, Chlorkalk und Schwefelsäure, werden in zwei Portionen eingetragen. Die erste Portion wird nach dem Einführen des Erzes zugesetzt, die zweite Portion zu Anfang der zweiten Hälfte der Dauer des Prozesses. Die letztere beträgt je nach der Natur der Erze 4 bis 8 Stunden. Die Menge der Reagentien muss grösser sein, wenn die Erze Kupfer enthalten. Die Schwefelsäure wird im Ueberschusse zugesetzt, um sicher zu sein, dass der Chlorkalk vollständig in Calciumsulfat verwandelt wird. Auf 1 t Erz setzt man, falls Kupfer in demselben nicht vorhanden ist, gewöhnlich $11\frac{1}{2}$ bis $12\frac{3}{4}$ kg Chlorkalk und $13\frac{1}{2}$ kg Schwefelsäure von 66° B. (Auf der Haile Mine in Süd-Carolina wurden nur 8 kg Chlorkalk und 9 kg Schwefelsäure von 66° B. [illegible]). Auf der Phönix-Mine setzte man bei kupferhaltigen Erzen auf 1 t Erz 18 kg Chlorkalk und 23 kg Schwefelsäure von 66° B. Das Einsetzen von Wasser, Erz und Reagentien geschieht durch ein Mannloch, dessen Deckel durch eine Kautschuckdichtung luftdicht an den [illegible] Flantsch angeschlossen wird. Das Fass lässt man nach dem Verschluss des Mannlochs mit 12 Umdrehungen in der Minute umlaufen. Sobald durch den Geruch die Anwesenheit von freiem Chlor in dem Fasse festgestellt wird, lässt man das letztere noch eine Stunde lang umlaufen und entleert dann den Einsatz auf ein Filter. Um die Natur der in dem Fasse vorhandenen Gase beurtheilen zu können, lässt man dieselben durch eine vermittelst eines Ventils aus Blei verschliessbare Oeffnung ausströmen. In einem Tage werden zwei Einsätze verarbeitet.

Aus dem Fasse gelangt der Einsatz durch das nach unten gekehrte Mannloch auf ein Filter. Das letztere ist unter dem Chlorationsgefäss angebracht und besteht in Californien aus drei neben einander befindlichen 0,457 m hohen Abtheilungen mit rechteckigem Horizontalquerschnitt. Die einzelnen Abtheilungen bestehen aus Holz und sind mit Bleiblech gefüttert. Das Filterbett besteht in Californien aus einer unteren Lage von groben Kieselsteinen, einer darauf folgenden Lage von gröberem Quarzsand und einer obersten Lage von feinem Sand. Auf dem Filter lässt man zuerst das Goldchlorid in ein Klärgefäss ablaufen und wäscht dann den Erzrückstand so lange mit Wasser aus, bis die ablaufende Flüssigkeit kein Gold mehr enthält. In den Klärgefässen, welche Bottiche von [illegible] m Durchmesser und 1,219 m Höhe darstellen, lässt man die Flüssigkeit 16 Stunden abklären und führt sie dann in die Fällgefässe über. Das Goldausbringen mit Hülfe des Thies-Verfahrens beträgt 92 %.

Auf dem Mount Morgan in Queensland (Australien) bestehen die Chlorationsfässer aus Holz (Eucalyptus) mit einem Bleifutter, nur die Kopfstücke bestehen aus Eisen. Der li[illegible]chmesser der Fässer beträgt 1,066 m. Die E[illegible] alten 4 [illegible] Gold per t. Das Gewicht des Einsatzes [illegible] Er[illegible] 408 l Wasser, [illegible]

2 kg Schwefelsäure von 66° B. und 16 kg Chlorkalk. Die Fässer machen Umdrehungen in der Minute. Die Chloration ist bei dieser Zahl der Umgänge in 2 Stunden beendigt. Aus den Fässern gelangt der Einsatz n mit Filtern der oben gedachten Art versehene Fässer, welche je $2^1/_2$ bis 3 t Erz fassen. Die abfiltrirte Goldchloridlauge wird in die Fällgefässe geleitet.

Wie erwähnt, versucht man gegenwärtig auf Mount Morgan die Chloration in feststehenden länglichen Kesseln aus Eisen, welche mit Blei gefüttert sind und je 2 Rührwerke enthalten, auszuführen. Die Rührwerke sind so aufgestellt, dass das obere dem unteren die Massen zuschiebt. Das Chlor wird ausserhalb des Chlorationsgefässes auf gewöhnliche Weise erzeugt und continuirlich in dasselbe eingeleitet. Ueber die Ergebnisse dieser Art der Chloration liegen noch keinerlei Nachrichten vor.

Die Gewinnung des Goldes aus der Goldchloridlösung.

Wie dargelegt, erfolgt das Auslaugen des Goldchlorids bei der Chloration mit ruhender Masse in den Chlorationsgefässen selbst, bei der Chloration mit bewegter Masse in besonderen, mit Filtern versehenen Gefässen.

Zur Beschleunigung der Trennung der Lauge von den Rückständen hat Sutton die Anwendung von Centrifugalkraft vorgeschlagen. Die von demselben eingerichteten Centrifugen, mit welchen gegenwärtig Versuche auf dem Mount Morgan in Queensland angestellt werden, besitzen ein Futter von Asbestgewebe. Bei Anwendung desselben bleiben die Rückstände im Centrifugenkorb, während die Goldchloridlauge ausgeschleudert wird. Zum Auswaschen der Rückstände lässt man Wasser oder Wasserdampf in dieselben ein. Ergebnisse über diese Art der Trennung liegen noch nicht vor.

Die Goldchloridlauge und das Waschwasser lässt man häufig noch in Klärgefässe fliessen, ehe man sie in die Fällgefässe gelangen lässt.

Das Ausfällen des Goldes geschieht vorwiegend durch Ferrosulfat oder Holzkohle. In der neuesten Zeit ist auch (nach vorgängiger Verwandlung des freien Chlors in Salzsäure durch Schweflige Säure) mit Erfolg Schwefelwasserstoff als Fällungsmittel benutzt worden. Andere in Vorschlag gebrachte Fällungsmittel, wie z. B. Schwefelkupfer sind noch nicht zur definitiven Anwendung gelangt.

Das Ferrosulfat wird auf den Werken selbst durch Auflösen von Eisen in Schwefelsäure hergestellt.

Bei Anwendung dieses Salzes sind die Fällgefässe Holzbottiche mit einem ähnlichen Anstriche wie die Chlorationsgefässe. Sie erweitern sich nach dem Boden hin. Ihr oberer Durchmesser beträgt 1,676 bis 1,981 m, ihr unterer Durchmesser 1,981 bis 2,134 m, ihre Höhe 0,606 bis 0,914 m.

Der Boden wird aus Portland-Cement oder aus einem erhitzten Gemenge von Asphalt und Cement hergestellt.

Die Einrichtung eines derartigen Gefässes ist aus der Figur 553 ersichtlich. Die Flüssigkeit wird nach der Ausfällung des Goldes und nach dem Absetzen desselben durch den Kautschuckschlauch n abgelassen. Der obere Theil desselben ist an einem Schwimmer aus Holz M befestigt. Wenn er nicht gebraucht wird, ist er, wie die Stellung P zeigt, aufgehängt. Die Befestigung des Schlauchs an dem Schwimmer M ist derartig, dass das obere Ende des Schlauchs stets in die Flüssigkeit mündet. Das obere Ende des Schlauchs wird sich daher entsprechend dem Fallen des Flüssigkeitsspiegels senken. Damit nun kein Fällgold ausfliessen kann, ist der Schwimmer M so gross gemacht, dass das offene Ende des Schlauchs nicht bis auf den Boden des Gefässes gelangen kann.

Durch den Hahn o wird das nach der Reinigung des Gefässes in demselben verbliebene Fällgold mit der noch darüber befindlichen Flüssigkeit entfernt.

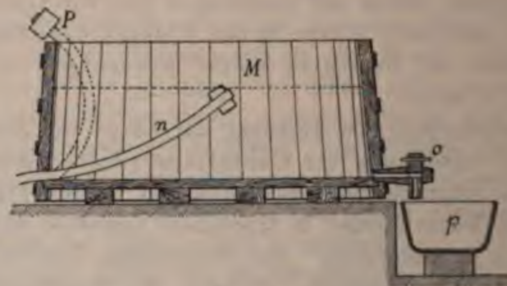


Fig. 553.

Während des Zusatzes von Eisensulfatlösung wird die Flüssigkeit durch Holzstäbe umgerührt. Alsdann wird das Fällgefäss bedeckt und man lässt den Niederschlag mindestens 12 Stunden lang, manchmal aber auch 48 Stunden bis 3 Tage lang absitzen. Nach Ablauf dieser Zeit lässt man die über dem Niederschlage stehende Flüssigkeit auf die gedachte Weise zuerst in grosse Klärbottiche fliessen, in welchen sich noch Goldtheilchen absetzen, und filtrirt sie dann durch Sägemehl oder Sand, welche in Holzgefässen aufgeschichtet sind, um die letzten Theile von Gold auf den Filtern aufzufangen. Das Sägemehl wird verbrannt, so dass sich das Gold in der Asche ansammelt. Der Sand wird zusammen mit den Erzen chlorirt.

Der Goldniederschlag wird ausgewaschen und dann zur Entfernung der noch in ihm vorhandenen Eisensalze mit Schwefelsäure und Kochsalz behandelt. Dann wird er zur Entfernung des Wass… Tuch eingehüllt und gepresst oder auch wohl auf ein Papier… bracht. Schliesslich wird er in Graphittiegeln mit Salz, B…

eter geschmolzen. Die Feinheit des so erhaltenen Goldes beträgt 800 is 960 Tausendtheile. Gewöhnlich ist es durch Eisen und Blei verunreinigt.

Das Fällverfahren mit Ferrosulfat hat den Nachtheil, dass das ausgefällte Gold sich erst nach längerer Zeit aus der Flüssigkeit absetzt, indem letztere noch Tage lang nach der Ausfällung eine von einem Goldgehalte herrührende violette Farbe zeigt. Lösungen von Leim und Tannin, welche den Absatz anderer Niederschläge beschleunigen, sind hier unwirksam.

Sutton wendet zum raschen Ansammeln des Goldniederschlages Petroleum an und trennt den Niederschlag von der Flüssigkeit auf Centrifugen. Die Fällung nimmt er in einem mit Blei gefütterten Eisenkessel vor, in welchem sich 2 Rührwerke bewegen. Die Goldchloridlauge wird nur ganz kurze Zeit (einige Minuten) mit Ferrosulfatlösung und Petroleum zusammengerührt, worauf Niederschlag und Flüssigkeit auf kleine Centrifugen geführt werden. Das Gold bleibt im Centrifugenkorb, während die Flüssigkeit aus demselben herausgeschleudert wird. Die letztere gelangt in ein Gefäss, in welchem sich das Petroleum von der Eisenlösung trennt und so von Neuem als Ansammlungsmittel für das Gold benutzt werden kann. Mit dieser Art der Fällung werden gegenwärtig auf Mount Morgan in Queensland Versuche angestellt. Ueber die Ergebnisse ist nichts bekannt geworden.

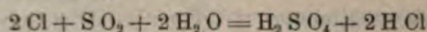
Zur Beseitigung des oben erwähnten Nachtheils des langsamen Absetzens des Goldes wurde von Davis Holzkohle zum Niederschlagen des Goldes vorgeschlagen. Dieses Fällungsmittel ist auch auf einer Reihe von Werken zur Anwendung gelangt. Man lässt die Flüssigkeit in der Menge von 90 l per Stunde durch eine Schicht von Holzkohlenpulver von 0,711 m Höhe hindurchlaufen. Das Holzkohlenpulver seinerseits ruht auf einem Quarzfilter. Die ausfliessende Flüssigkeit lässt man zur Ausgewinnung der letzten Goldtheile durch ein zweites Fass von gleicher Einrichtung laufen. Nach Davis sind zur Ausfällung von $19^1/_4$ Grains Gold 240 Grains Holzkohle erforderlich. Um zu ermitteln, welche Goldmengen in den verschiedenen Höhen des Holzkohlenfilters niedergeschlagen wurden, liess man 5400 Gallonen (24,5 cbm) Flüssigkeit durch ein 0,5 m hohes Filter fliessen, theilte es nach der Ausfällung des Goldes in 4 je 125 mm starke waagerechte Schichten und bestimmte den Goldgehalt in jeder Schicht. Die Schichten enthielten von oben nach unten 2 Unzen 95 Grains, bzw. 2 Unzen 99 Grains, 1 Unze 22 Grains und 1 Unze 62 Grains Gold.

Die Filtergefässe auf dem Mount Morgan in Queensland besitzen eine trichterförmige Gestalt. Die Holzkohlenlage ist 0,609 m hoch. Jedes Gefäss enthält 9 bis 14 bushels (1 bushel = 36,35 l) Holzkohle.

Die goldhaltige Holzkohle wird an der Luft getrocknet und in einem Muffelofen verbrannt. Die Asche wird zur Entfernung löslicher Salze mit Salzsäure behandelt, ausgewaschen, getrocknet und in einem Tiegel geschmolzen. Die Asche auf dem Mount Morgan in Queensland enthält beispielsweise 75 % Gold.

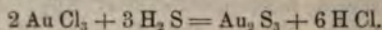
Die Fällung des Goldes mit Ferrosulfat sowohl wie mit Holzkohle nach den bis jetzt eingeführten Verfahren ist umständlich. Um eine schnellere Fällung und Ansammlung des Goldes zu erzielen, hat man in der letzten Zeit auf verschiedenen Werken Schwefelwasserstoff angewendet.

Dieses Verfahren steht beispielsweise auf den Golden Reward chlorination works bei Deadwood S. D. (Dakota) in den Vereinigten Staaten von Nord-Amerika mit gutem Erfolge in Anwendung[1]). Dasselbe besteht darin, zuerst das in der Goldchloridlösung enthaltene freie Chlor durch Einleiten von Schwefliger Säure in dieselbe unschädlich zu machen nach der Gleichung:



$$2\,Cl + S\,O_2 + 2\,H_2\,O = H_2\,S\,O_4 + 2\,H\,Cl$$

und dann durch Einleiten von Schwefelwasserstoffgas in die Lösung das Gold als Schwefelgold auszufällen nach der Gleichung:



$$2\,Au\,Cl_3 + 3\,H_2\,S = Au_2\,S_3 + 6\,H\,Cl.$$

Die Fällung verläuft hierbei sehr schnell. Die Trennung des Schwefelgoldes von der Flüssigkeit geschieht mit Hülfe von Filterpressen.

Die Schweflige Säure wird durch Verbrennen von Schwefel erzeugt und mit Hülfe von comprimirter Luft in die Goldchloridlauge eingeführt. Das Schwefelwasserstoffgas wird aus Schwefeleisen oder Rohstein und verdünnter Schwefelsäure erzeugt und gelangt gleichfalls mit Hülfe von comprimirter Luft in die im Fällgefässe befindliche Flüssigkeit.

Der Schwefelgoldniederschlag enthält gewisse Mengen von Schwefel, Arsen- und Antimonsulfiden, Schwefelkupfer und Schwefelsilber. Derselbe wird in einem Muffelofen geröstet und dann in Tiegeln mit Salpeter und Borax geschmolzen. Das so erhaltene Gold hat einen Feingehalt von 900 bis 950 Tausendtheilen.

Die Einrichtung der Fällanlage ist aus der Figur 554 ersichtlich.

x ist der aus Holz hergestellte, mit einem Bleifutter versehene Fällbottich von 3,5 + 3,65 m Weite und 3,65 m Höhe. Durch die mit einem Deckel verschliessbare Oeffnung A wird die Goldchloridlauge eingeführt (31,7 cbm), während die schädlichen Gase und die Luft durch das Rohr B abgeführt werden. Durch das Bleirohr r, welches in seinem unteren horizontalen Theile eine grosse Zahl von Löchern besitzt, und welches bei E an das Eisenrohr v angeschlossen ist, werden die Schweflige Säure und der Schwefelwasserstoff in das Fällgefäss geleitet. w ist ein Rohr zum Ablassen der Flüssigkeit in die Filterpresse T; y ist ein mit einem Holzpflock verschliessbares Rohr zum Ablassen des Schwefelgoldniederschlags.

Z ist ein aus Kesselblech hergestellter Druckkessel von 1,22 m Durchmesser und 1,37 m Höhe, welcher für einen Druck von 11 Atmosphären

---

[1]) Transactions of the A. J. M. E. 1892. Oesterr. Zeitschr. 1893, S. 148.

struirt ist. In denselben wird nach Oeffnung des Mannloches L der hwefelgoldniederschlag eingeführt und durch comprimirte Luft in die terpresse T gedrückt. Die Einführung des Niederschlags geschieht durch s geöffnete Mannloch L, in welches das Kautschuckrohr y eingelassen rd. Die comprimirte Luft wird durch das mit dem Compressor ver-ndene Rohr t eingeführt. Der Niederschlag wird durch das Rohr u in Filterpresse gedrückt.

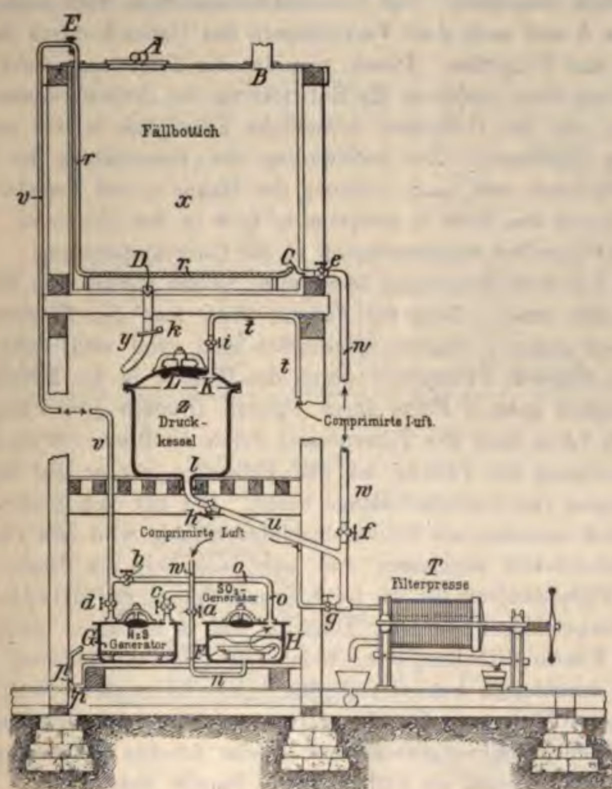


Fig. 554.

H ist das Entwicklungsgefäss für die Schweflige Säure. Dasselbe aus Kesselblech gleichfalls für einen Druck von 11 at. hergestellt. Die öhe desselben beträgt 0,68 m, der Durchmesser 1,22 m. In demselben rd Schwefel mit Hülfe von comprimirter Luft verbrannt. Der Schwefel findet sich in der aus Gusseisen hergestellten Schüssel F, während die mprimirte Luft durch das Rohr n zugeführt wird. Die Schweflige Säure wie die überschüssige Luft gelangen durch das Rohr o (nach Oeffnung s Hahns b) in das Rohr v und aus diesem durch das Rohr r in die oldchloridlauge.

Das Schwefelwasserstoffgas wird in dem Generator G hergestellt. Derselbe besteht gleichfalls aus Kesselblech und hat die nämlichen Abmessungen wie das Entwicklungsgefäss für die Schweflige Säure. Er ist zum Schutze gegen die Einwirkung der Schwefelsäure mit einem Bleifutter versehen und besitzt 5 cm über dem eigentlichen Boden einen zweiten aus einem durchlöcherten Bleibleche bestehenden Boden, auf welchem das Schwefeleisen ruht. Dieses Material sowie die Schwefelsäure werden durch das Mannloch eingeführt. Das Schwefelwasserstoffgas tritt nach Oeffnung des Hahns d und nach dem Verschliessen des Hahns b durch das Rohr v bzw. r in das Fällgefäss. Durch eine in der Zeichnung nicht sichtbare Ablassöffnung wird, nachdem die Entwicklung des Schwefelwasserstoffs beendigt ist, die im Generator befindliche Flüssigkeit in den asphaltirten Holztrog p abgelassen. Zur Beförderung der Entwicklung des Schwefelwasserstoffs leitet man nach Oeffnung des Hahns c und Verschliessen des Hahns a durch das Rohr n comprimirte Luft in den Generator. Dieselbe gelangt mit dem Schwefelwasserstoff in die Goldchloridlösung.

Die Unschädlichmachung des freien Chlors sowohl wie die Fällung verlaufen sehr rasch. Nach der Fällung lässt man den Niederschlag absitzen, wozu gegen 2 Stunden erforderlich sind, und zieht dann die über demselben stehende Flüssigkeit durch das Rohr w in die Filterpresse ab. Die Flüssigkeit geht in Folge ihres eigenen Druckes (das Fällgefäss befindet sich 7,6 m über der Filterpresse) durch die Presse. 3 bis 4 Stunden nach Beendigung der Fällung ist das Fällgefäss wieder zur Behandlung neuer Mengen von Goldchloridlauge bereit. Der auf dem Boden des Fällgefässes sich ansammelnde Schwefelgoldniederschlag wird alle zwei Monate in den Druckkessel abgelassen und aus diesem in die Presse gedrückt.

Als Fällungsmittel für das Gold ist auch **frisch gefälltes Schwefelkupfer** vorgeschlagen worden. Dasselbe soll in mehreren unter einander gestellten Filtern enthalten sein, welche die Goldchloridlösung nach einander zu durchlaufen hat. Durch das **Schwefelkupfer** (Cu S) wird das **Gold** unter Bildung von **Kupfersulfat** ausgefällt. Aus der Kupfersulfatlösung soll durch Schwefelwasserstoff wieder frisches Schwefelkupfer ausgefällt und von Neuem als Fällungsmittel benutzt werden.

Die **Einrichtung verschiedener Werke mit guter Anordnung der einzelnen Vorrichtungen** ist aus den Figuren 555 bis 559 ersichtlich.

Figur 555 stellt den Grundriss eines Werkes **für die Zugutemachung silberhaltiger Golderze** nach den Vorschlägen von **Aaron** dar. Auf der einen Seite liegen die Vorrichtungen für die trockenen, auf der anderen Seite für die nassen Verfahren. B ist der Röstofen, A der Aufgebetrichter für denselben; F G sind die Vorrichtungen zum Trocknen der Erze. L ist der Schmelzofen für das Gold. K ist die Esse. R sind die Chlorationsfässer. Nach dem Auslaugen des Goldchlorids erfolgt in denselben Auslaugung des Silbers durch Thiosulfate. U sind die Fässer zum

fällen des Goldes, Q die Fässer zum Ausfällen des Silbers. N ist ein Bottich für Thiosulfatlösung; Z ist der Chlorentwickler.

Die Figuren 556 und 557 stellen die Anlage der Providence Mine in Nevada City (Californien) dar. Die verschiedenen Vorrichtungen liegen hier unter einader. a sind die Röstöfen mit elliptischen Heerden; b sind die mit ihnen in einer Ebene liegenden Chlorentwickler; C sind die Chlorationsgefässe, deren Deckel durch einen laufenden Flaschenzug gehoben und gesenkt werden können. O ist ein Bottich für Thiosulfat-

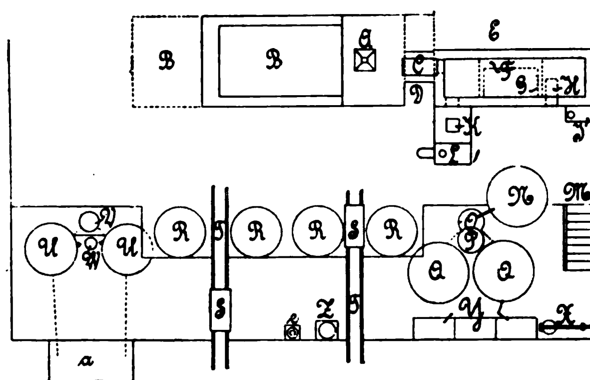


Fig. 555.

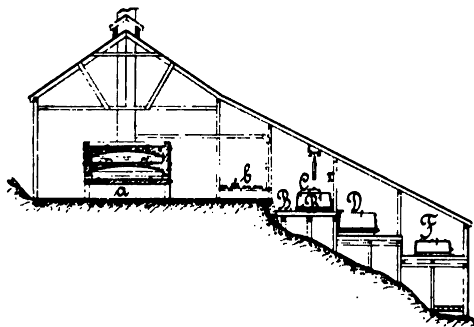


Fig. 556.

lösungen zum Auslaugen des Chlorsilbers. D sind Bottiche zum Auslaugen des Chlorsilbers aus den Erzen; E sind die Bottiche zum Ausfällen des Goldes, F die Bottiche zum Ausfällen des Silbers.

Die Figuren 558 und 559 stellen eine Anlage für die Zugutemachung von silberfreien Golderzen dar. A ist ein rotirender Röstofen (Brückner'scher Cylinder). a sind die in Zapfen aufgehängten Chlorirungsgefässe. b ist der Chlorentwickler. d sind die Fällbottiche. e ist ein mit Sägemehl gefüllter Bottich, durch welchen die aus den Fällbottichen

abgezogene Flüssigkeit läuft. Die ausgelaugten Rückstände werden aus d
Chlorationsgefässe a in den Wagen c gestürzt.

Das Goldausbringen beim Plattner-Prozess beträgt je nach der Na

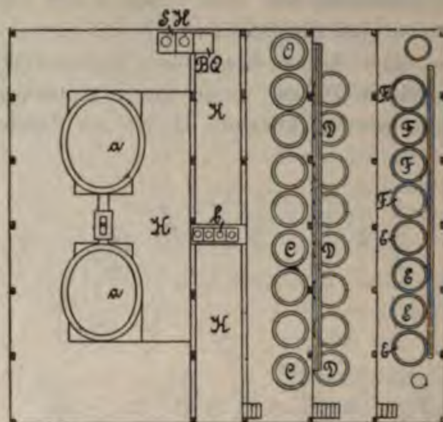


Fig. 557.

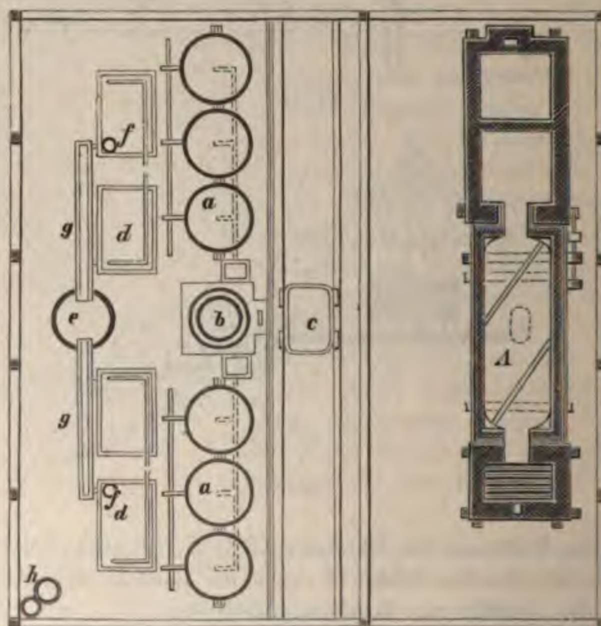


Fig. 558.

der Erze 90 bis 94 %. Von dem Silbergehalt der Erze werden dur
Auslaugen des Chlorsilbers mit Thiosulfaten wenigstens 60 % ausgebrach

Von sonstigen, nicht zur dauernden Anwendung gelangten Verfahr

ur Chloration des Goldes sind zu erwähnen das Verfahren von Patera, welcher eine kalte, mit Chlor gesättigte Kochsalzlösung anwendet, und von Rössner, welcher die Erze chlorirend röstet, dann das Chlorsilber mit heisser Kochsalzlauge und schliesslich das Gold mit kalter chlorhaltiger Kochsalzlauge auszieht. Man hat auch versucht, das Gold durch Königswasser aus den Erzen auszuziehen, aber wegen des hohen Preises dieses Lösungsmittels von der Anwendung desselben abstehen müssen.

Von Kiss ist, wie schon erwähnt, die chlorirende Röstung der Erze mit Kochsalz und die Extraction des Goldes durch Calciumthiosulfat vorgeschlagen worden.

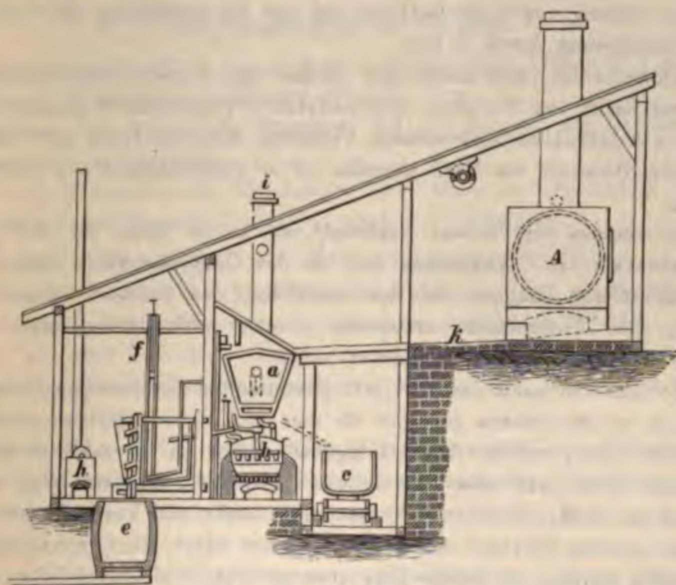


Fig. 559.

Die Extraction des Goldes durch Brom

(von Wagner und Föhr vorgeschlagen) hat wegen des hohen Preises dieses Lösungsmittels keine dauernde Anwendung gefunden. Wagner[1]) behandelte Schwefelkies- und Arsenkies-Abbrände mit Bromwasser und leitete in die von den Rückständen abfiltrirte Flüssigkeit Schweflige Säure. Durch die letztere wird das in der Flüssigkeit enthaltene Eisenbromid zu Eisenbromür reducirt, welches nach der Entfernung der überschüssigen Schwefligen Säure durch Kochen der Flüssigkeit das Gold ausfällt.

[1]) Dingler's Journal 218, 253.

Tellurgolderze

werden gegenwärtig in Schemnitz mit concentrirter heisser Schwefelsäure behandelt, worauf man die Masse in salzsäurehaltiges Wasser bringt. Das Tellur geht hierbei in Lösung über und wird durch Zink ausgefällt. Das Gold verbleibt im Rückstande und wird mit Bleierzen geschmolzen.

Der Mac Arthur-Forrest-Prozess[1].

Dieser Prozess, der sog. „Cyanid-Prozess", beruht auf der Ueberführung des Goldes in Kalium-Gold-Cyanür (K Au Cy_2) durch eine verdünnte Lösung von Cyankalium und auf der Ausfällung des Goldes aus der Cyanürlösung durch Zink.

Derselbe ist 1890 durch Mac Arthur und Forrest vorgeschlagen und auf einer Reihe von Werken in Süd-Afrika (Transvaalland) eingeführt worden. In Australien (Queensland, Victoria), Neu-Seeland und den Vereinigten Staaten von Nord-Amerika ist er versuchsweise zur Anwendung gelangt.

So einfach der Prozess erscheint, so ist er doch bei der leichten Zersetzbarkeit des Cyankaliums und bei der Unmöglichkeit, dasselbe aus den zinkhaltigen Laugen von der Ausfällung des Goldes regeneriren zu können, mit Nachtheilen verbunden, welche seine Anwendung in einer grossen Reihe von Fällen verhindert haben.

Soweit sich nach den bis jetzt gesammelten Erfahrungen beurtheilen lässt, ist er am meisten geeignet für die sog. „free milling ores", d. i. für solche Erze, welche ihren Goldgehalt leicht an Quecksilber abgeben. Enthalten diese Erze aber das Gold in gröberen Körnern oder sind sie zu reich an Gold, so ist der Prozess nicht mehr mit Vortheil anwendbar, weil die groben Körner nur sehr langsam durch die Cyankaliumlösung angegriffen werden, zu reiche Erze aber zu viel Gold zurückhalten.

Auch manche pyritische Erze sind für das Verfahren geeignet, indess sind bei denselben in vielen Fällen die Kosten der Goldgewinnung grösser als bei dem Plattner-Verfahren.

Ob und wie weit es gelingt, die Hindernisse, welche der Einführung des Prozesses auf vielen Werken entgegengestanden haben, zu beseitigen, lässt sich zur Zeit noch nicht beurtheilen.

Mit grossem Erfolge steht das Verfahren in Süd-Afrika (Transvaal-Staat) in Anwendung. Die dortigen Erze sollen im Durchschnitt 15 g

[1]) Mac Arthur. Journal of the Society of Chemical Industry. March 31. 1890. — Memorandum on the Treatment of Refractory Gold ores by The Mac Arthur-Forrest. Prozess. Adelaide. Frearson and Brothers 1891. Janin. The Mineral Industry 1892. — Butters and Clennell. The Engin. and Min. Journ. 1892, pag. 341, 365, 392, 416. — Molloys New Cyanide Process. The Engin. and Min. Journal 1892, pag. 155.

Gold per t enthalten. Dieselben werden zuerst der Pochwerks- und Kupferplatten-Amalgamation unterworfen. Aus den Rückständen werden die Pyrite durch Verwaschen concentrirt und durch den Plattner-Prozess entgoldet. Die beim Verwaschen der Rückstände erhaltenen tailings, welche durchschnittlich noch 6 g Gold per t enthalten sollen, bilden das Hauptmaterial für den Mac Arthur-Forrest-Prozess und werden durch denselben bis auf 2 g Gold per t entgoldet.

Das Verfahren zerfällt in 1. die Auflösung des Goldes, 2. die Ausfällung des Goldes aus der Kalium-Goldcyanürlösung und 3. die Verarbeitung des Goldniederschlages.

Die Auflösung des Goldes.

Es ist eine schon von Faraday festgestellte Thatsache, dass das Gold durch Cyankalium in Lösung gebracht wird.

Ueber die chemischen Vorgänge bei der Lösung des Goldes gehen die Ansichten auseinander.

Nach Elsner[1]) soll die Lösung des Goldes in Cyankalium nur bei Anwesenheit von Sauerstoff erfolgen nach der Gleichung:



$$2\,Au + 4\,KCy + O + H_2O = 2\,KAuCy_2 + 2\,KHO.$$

Auch Roessler hat 1866[2]) bereits Gold und Silber als Metalle angeführt, welche zur Auflösung in Cyankalium des Sauerstoffs der Luft bedürfen, während Palladium, Zink, Eisen, Kupfer den Sauerstoff aus dem Wasser der wässrigen Cyankaliumlösung nehmen und Wasserstoff bei der Auflösung entwickeln.

Nach Mac Arthur und Janin[3]) soll Sauerstoff zur Auflösung des Goldes nicht erforderlich sein. Dieselbe soll nach der Gleichung:



$$Au + 2\,KCy + H_2O = KAuCy_2 + KHO + H$$

verlaufen.

Da indess nur geringe Mengen von Sauerstoff zur Lösung erforderlich sind, nämlich 15,96 Theile Sauerstoff für 396,6 Theile Gold oder 1 Theil Sauerstoff für nahezu 25 Theile Gold, so ist anzunehmen, dass auch bei Abschluss der Luft hinreichend Sauerstoff im Erzpulver und in der Löseflüssigkeit vorhanden ist, um die gedachte Rolle bei der Auflösung des Goldes zu spielen. Es liegen daher keinerlei Gründe vor, die Wirkung des Sauerstoffs auszuschliessen.

Auf die Mitwirkung desselben bei der Auflösung des Goldes ist ein Verfahren von Moldenhauer gegründet, welches nach den bisher mit demselben ausgeführten Versuchen recht gute Ergebnisse geliefert hat.

Moldenhauer (bzw. die Scheideanstalt in Frankfurt a. M.) be-

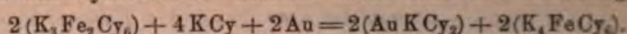
---

1) Journ. pr. Chem. XXXVII. 333.

2) Inaugural-Dissertation Göttingen 1866.

3) The Mineral Industry 1892.

nutzen zur Auflösung des Goldes eine wässrige Lösung von rothem Blutlaugensalz und Cyankalium. Dieselbe wirkt nach den Gleichungen:



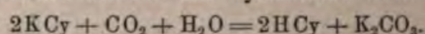
$$2(K_3Fe_2Cy_6) + 4KCy + 2Au = 2(AuKCy_2) + 2(K_4FeCy_6).$$

Auf der Versuchsstation der gedachten Gesellschaft zu Battigio am Monte Rosa hat man mit Hülfe dieser Flüssigkeit aus arsenreichen Kiesen mit einem Goldgehalte von 20 g per t gegen 16 g Gold ausgelaugt.

Die Menge des für die Lösung erforderlichen Cyankaliums beträgt der Theorie nach 130,04 Gew.-Th. auf 196,8 Gew.-Th. Gold. Es würden hiernach 2 Gew.-Th. Cyankalium zur Auflösung von 3 Gew.-Th. Gold genügen. In Wirklichkeit gebraucht man aber bei Erzen von mittlerem und niedrigem Goldgehalte auf 1 Gew.-Th. Gold gegen 40 Gew.-Th. Cyankalium. Die Ursache dieses ungeheuerlichen Verbrauches liegt in der leichten Zersetzbarkeit des Cyankaliums sowie in der zersetzenden Einwirkung der Bestandtheile mancher Erze auf dasselbe.

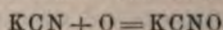
So wird das Cyankalium durch die Kohlensäure und den Sauerstoff der Luft, sowie durch kaustische Alkalien, durch Schwefelsäure, durch Sulfate des Eisens zersetzt.

Die Kohlensäure zersetzt das Cyankalium nach der Gleichung:

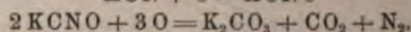


$$2KCy + CO_2 + H_2O = 2HCy + K_2CO_3.$$

Durch den Sauerstoff der Luft wird es zuerst in Cyanat und dann in Carbonat verwandelt nach den Gleichungen:

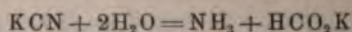


$$KCN + O = KCNO$$

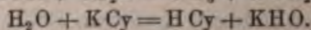


$$2KCNO + 3O = K_2CO_3 + CO_2 + N_2.$$

Freie Alkalien, welche gewöhnlich in dem Cyankalium des Handels enthalten sind und zur Abstumpfung von Säuren sowie zur Zerlegung von Eisensalzen den Erzen zugesetzt werden, bewirken eine Zersetzung, bei welcher das Wasser eine Hauptrolle spielt, ohne dass die Alkalien selbst verändert werden. Diese Zersetzung tritt besonders bei der Ausfällung des Goldes durch Zink ein und soll nach Butters und Clennell[1]) verlaufen wie folgt:



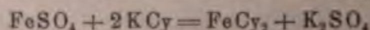
$$KCN + 2H_2O = NH_3 + HCO_2K$$



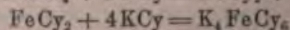
$$H_2O + KCy = HCy + KHO.$$

Pyritische Golderze, welche längere Zeit hindurch der Einwirkung der Atmosphärilien ausgesetzt gewesen sind, enthalten in Folge einer Zersetzung des Schwefeleisens Sulfate des Eisens und freie Schwefelsäure.

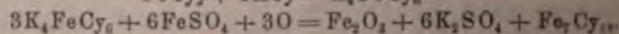
Das Ferrosulfat bildet mit dem Cyankalium zuerst Ferrocyankalium und dann Berlinerblau nach den Gleichungen:



$$FeSO_4 + 2KCy = FeCy_2 + K_2SO_4$$



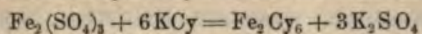
$$FeCy_2 + 4KCy = K_4FeCy_6$$



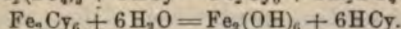
$$3K_4FeCy_6 + 6FeSO_4 + 3O = Fe_2O_3 + 6K_2SO_4 + Fe_7Cy_{18}.$$

[1]) The Engin. and Min. Journal Oct. 1892 p. 392.

Ferrisulfat bildet mit dem Cyankalium **Cyanwasserstoffsäure, Kaliumsulfat** und **Eisenhydroxyd** nach den Gleichungen:

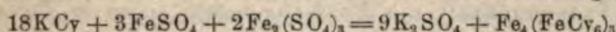


$$Fe_2(SO_4)_3 + 6KCy = Fe_2Cy_6 + 3K_2SO_4$$



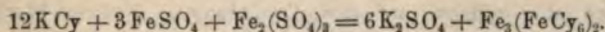
$$Fe_2Cy_6 + 6H_2O = Fe_2(OH)_6 + 6HCy.$$

Ein **Gemenge von Ferrisulfat und Ferrosulfat** bildet mit dem Cyankalium je nach dem Ueberwiegen des ersteren oder des letzteren Salzes **Berlinerblau** bzw. **Turnbullblau** nach den Gleichungen:



$$18KCy + 3FeSO_4 + 2Fe_2(SO_4)_3 = 9K_2SO_4 + Fe_4(FeCy_6)_3$$

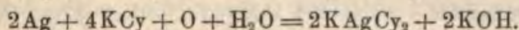
bzw.



$$12KCy + 3FeSO_4 + Fe_2(SO_4)_3 = 6K_2SO_4 + Fe_3(FeCy_6)_2.$$

Freie Schwefelsäure verwandelt das Cyankalium unter Entbindung von Cyanwasserstoffsäure in **Kaliumsulfat**.

Silber und unedle Metalle (Zink, Kupfer) bringt das Cyankalium gleichfalls in Lösung. Mac Arthur und Forrest behaupten, dass verdünnte Lösungen von Cyankalium (0,2 bis 0,8 % KCy) nur das Gold und Silber in Lösung bringen, dagegen gleichzeitig vorhandene unedle Metalle nur sehr wenig angreifen. Nach Butters und Clennell[1]) werden indessen auch die unedlen Metalle derartig durch Cyankalium angegriffen, dass Erze, welche grössere Mengen davon enthalten, für das in Rede stehende Verfahren, wie Versuche in Californien und Australien ergeben haben, nicht geeignet sind. **Schwefelsilber**[2]) wird von Cyankalium nicht angegriffen, wohl aber **gediegenes Silber** nach der Gleichung:



$$2Ag + 4KCy + O + H_2O = 2KAgCy_2 + 2KOH.$$

Schwefelkupfer wird dagegen als **Sub-Sulfo-Cyanid in Lösung gebracht**[3]).

Der Verlust an Cyankalium bei der Lösung lässt sich beschränken durch Anwendung von reinem Cyankalium und reinem Wasser, durch passende Vorbereitung der Erze und durch Ausführung der Lösung bei Luftabschluss.

Das **auszulaugende Erz** wird auf Walzwerken oder Pochwerken soweit **zerkleinert**, dass das Pulver durch Siebe von 40 bis 60 Maschen auf 0,0254 m Länge hindurchgeht. Die Rückstände von der Amalgamation des Goldes (tailings), wie sie in Süd-Afrika verarbeitet werden, besitzen schon den zum Auslaugen erforderlichen Grad der Zerkleinerung. **Nasses Erz** wird vor dem Auslaugen **getrocknet**.

Das Auslaugen geschieht in **Holzbottichen** bei **ruhender Masse**. Das Auslaugen mit Bewegung der Massen erfordert einen erheblichen Kraftaufwand und führt eine schnellere Zersetzung des Cyankaliums herbei als bei ruhender Masse. Man ist daher auf den meisten Werken von der Bewegung der Massen beim Auslaugen zurückgekommen.

---

[1]) The Engin. and Min. Journal 1892 p. 416.

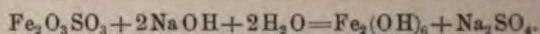
[2]) The Engin. and Min. Journal 1892 p. 416.

[3]) W. Bettel. The Engin. and Min. Journal 1892 p. 416.

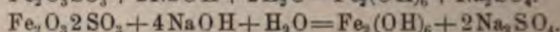
Den Holzbottichen giebt man gegenwärtig allgemein kreisförmigen Horizontalquerschnitt. Dieselben besitzen, ähnlich wie die beim Silber betrachteten Laugebottiche, einen aus Holzlatten hergestellten falschen Boden mit einem darüber ausgebreiteten Filter aus Kokosnussgeflecht. Zwischen dem eigentlichen und dem falschen Boden befindet sich eine Schicht von grobem Sand und Kieseln. Die Lauge tritt durch ein am Boden des Bottichs angebrachtes Eisenrohr aus.

Die Fassungskraft der Bottiche betrug zuerst in Süd-Afrika 35 bis 50 t. Die Bottiche auf den Robinson-Werken in Transvaal fassen je 75 t Erz oder tailings, auf den Langlaagte Estate-Werken ebendaselbst je 400 t. Bottiche von noch grösserer Fassungskraft stehen auf der New Primrose Mine in Transvaal in Anwendung.

Bei Erzen, welche freie Schwefelsäure und Sulfate des Eisens enthalten, ist aus den oben angeführten Gründen eine Unschädlichmachung dieser Körper vor dem Laugen mit Cyankalium erforderlich. Zu diesem Zwecke werden sie in den Laugebottichen zuerst mit Wasser ausgelaugt, um die freie Schwefelsäure und die neutralen Salze des Eisens zu entfernen. Alsdann lässt man zur Unschädlichmachung der basischen Salze eine Laugung mit kaustischem Natron oder Kalkwasser folgen, wodurch das Ferrisulfat unter Bildung von Natriumsulfat bzw. von Calciumsulfat in Eisenhydroxyd verwandelt wird nach den Gleichungen:



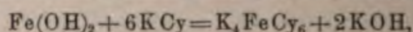
$$Fe_2O_3SO_3 + 2NaOH + 2H_2O = Fe_2(OH)_6 + Na_2SO_4.$$



$$Fe_2O_32SO_3 + 4NaOH + H_2O = Fe_2(OH)_6 + 2Na_2SO_4.$$

Kalk ist dem kaustischen Natron vorzuziehen, weil er weniger zersetzend auf das Cyankalium einwirkt und das Zink in den Fällgefässen nicht so stark angreift wie die kaustischen Alkalien.

Frisch gefälltes Eisenhydroxyd ist im Stande, das Cyankalium in Ferrocyankalium zu verwandeln nach der Gleichung:



$$Fe(OH)_2 + 6KCy = K_4FeCy_6 + 2KOH,$$

wodurch gleichfalls Verluste an Cyankalium entstehen. Brauneisenstein wirkt auf Cyankalium nicht ein.

Man laugt zuerst mit stärkerer, dann mit schwächerer Cyankaliumlösung aus. Die stärkere Lösung enthält 0,6 bis 0,8 % Cyankalium. Man lässt dieselbe 12 Stunden lang auf dem Erze stehen und bringt nach dem Ablassen derselben nochmals eine Lösung von gleicher Stärke auf das Erz. Dieselbe lässt man, je nach dem Goldgehalte der Erze, 6 bis 12 Stunden lang auf denselben stehen. Auf 1 t Erz gebraucht man im Durchschnitte $^1/_2$ t Cyankaliumlösung von 0,6 bis 0,8 % Cyankaliumgehalt. Die schwächere Lauge, welche man nach dem Abziehen der starken Lauge auf das Erz treten lässt, enthält 0,2 bis 0,4 % Cyankalium. Diese Lösung bildet die Endlauge von der Ausfällung des Goldes durch Zink aus der goldhaltigen Lauge und lässt sich so lange benutzen, als noch freies Cyankalium in derselben enthalten ist. Man lässt dieselbe

bis 10 Stunden lang auf das Erz einwirken. Im Durchschnitte gebraucht man auf 1 t Erz 1/2 t dieser Lösung.

Dem Auslaugen mit Cyankaliumlösung lässt man ein Auswaschen des Erzes mit Wasser folgen und entleert dann die Rückstände aus den Bottichen.

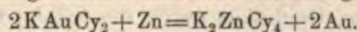
Der durchschnittliche Verbrauch an Cyankalium pro t Erz beträgt 1/2 t Lösung mit 0,6 bis 0,8% und 1/2 t Lösung mit 0,2 bis 0,4% Cyankalium. Derselbe vermindert sich bei Erzen, welche nur Quarz und Brauneisenstein enthalten. So waren auf den Robinson-Werken in Transvaal nur 20 t Lauge nöthig, um aus 75 t tailings 40 Unzen Gold auszuziehen.

Bei gutartigen Erzen hat man die Laugung so eingerichtet, dass man die nämliche Lauge durch mehrere mit Erz gefüllte Bottiche circuliren lässt. Man erhält in diesem Falle eine goldreichere Lauge als bei der beschriebenen Art der Laugung und hat, da bei der Fällung eine geringere Menge Cyankaliumlösung mit dem Zink in Berührung kommt, geringere Verluste an Cyankalium bei der Fällung. Auch erhält man einen reineren Goldniederschlag.

Die zur Laugung erforderliche Cyankaliumlösung stellt man auf den meisten Werken durch Auflösen von käuflichem Cyankalium (mit 72 bis 78% reinem Cyankalium) in möglichst wenig Wasser und durch Vermischen dieser concentrirten Lösung mit Waschwasser oder mit Endlaugen bis zu dem erwünschten Grade der Verdünnung her. Auf einigen Werken (Robinson-Werke) setzt man das Cyankalium in Stücken beim Auslaugen des Goldes in dem Maasse zu, dass die Löseflüssigkeit auf ihrer ursprünglichen Stärke erhalten wird.

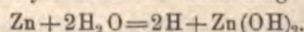
Die Ausfällung des Goldes.

Als bestes Fällungsmittel für das Gold hat sich bis jetzt Zink in der Gestalt von Drehspähnen mit blanker Oberfläche erwiesen. Die Ausfällung des Goldes geschieht nach der Gleichung:



$$2KAuCy_2 + Zn = K_2ZnCy_4 + 2Au.$$

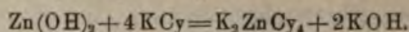
Nach derselben würde man mit 65,1 G.-Th. Zink 393,6 G.-Th. Gold oder mit 1 G.-Th. Zink 6 G.-Th. Gold ausfällen können. In Wirklichkeit fällt man beim Grossbetriebe aber mit 453 G.-Th. Zink nur 32 G.-Th. Gold aus. Die Ursache dieses ungeheuerlichen Zinkverbrauchs liegt in verschiedenen bei der Fällung eintretenden Nebenreactionen. Nach Butters und Clennell[1]) entsteht in Folge der Berührung des Zinks mit dem niedergeschlagenen Golde ein elektrischer Strom, welcher das Wasser zersetzt. Das Zink wird durch den ausgeschiedenen Sauerstoff oxydirt. Es entsteht Zinkhydroxyd nach der Gleichung:



$$Zn + 2H_2O = 2H + Zn(OH)_2.$$

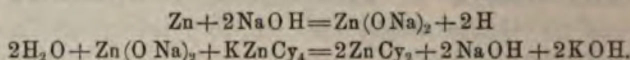
[1]) The Engin. and Min. Journal 1892, pag. 416.

Das Zinkhydroxyd wird durch das Cyankalium unter Ausscheidung von Kaliumhydroxyd aufgelöst nach der Gleichung:



$$Zn(OH)_2 + 4KCy = K_2ZnCy_4 + 2KOH.$$

In der Lösung enthaltene kaustische Alkalien verwandeln einen Theil des Zinks unter Entbindung von Wasserstoff in eine Zinkoxyd-Alkali-Verbindung, welche aus der Kalium-Zink-Cyanlösung das einfache Zink-Cyanid als weissen Niederschlag ausfällt. Dieser Vorgang erfolgt bei Anwesenheit von kaustischem Natron nach den folgenden Gleichungen:



$$Zn + 2NaOH = Zn(ONa)_2 + 2H$$
$$2H_2O + Zn(ONa)_2 + KZnCy_4 = 2ZnCy_2 + 2NaOH + 2KOH.$$

Durch diese Reactionen wird die Anhäufung von Zink in der Flüssigkeit beschränkt.

Das Kalium-Zink-Cyanid löst das Gold nicht auf. Da es bis jetzt nicht möglich gewesen ist, das Cyankalium aus dieser Verbindung zu regeneriren, so ist das in derselben enthaltene Cyankalium für die Goldgewinnung verloren.

Als Fällungsmittel verwendet man blanke Drehspähne von Zink, welche auf Drehbänken aus cylindrischen Stössen von Zinkplatten hergestellt werden. Zinkgranalien und Zinkbleche bieten zu wenig Oberfläche dar, während Zinkstaub und Zink-Amalgam zwar hinreichende Oberfläche besitzen, sich aber verstopfen, sobald das Durchfliessen der Laugen unterbrochen wird.

Die Zinkdrehspähne stellt man, um eine Oxydation der Oberfläche derselben zu verhüten, unmittelbar vor dem Gebrauche derselben her.

Die Fällkästen bestehen aus Holz und sind durch Querwände in eine Reihe von Abtheilungen getheilt, in welche letzteren die goldhaltige Flüssigkeit abwechselnd oben und unten einfliesst. In jede Abtheilung ist ein Kasten mit einem Boden aus Eisendrahtgeflecht lose eingesetzt. In diese Kästen, welche aus den betreffenden Abtheilungen herausgenommen werden können, werden die Zink-Drehspähne eingetragen. Das durch das Zink niedergeschlagene Gold fällt durch die Siebe, welche auf 0,0254 m Länge 4 Löcher besitzen, hindurch, während die Zinkspähne auf denselben liegen bleiben.

Auf den Robinson-Werken sind Fällkästen mit geneigtem Boden von 6 m Länge, 0,6 m Breite und 0,6 m mittlerer Tiefe vorhanden. Dieselben sind in 10 Abtheilungen von je 0,55 m Länge getheilt. Die erste Abtheilung dient zum Klären der goldhaltigen Laugen. Die 7 folgenden Abtheilungen werden mit je 36,35 l Zinkspähnen im ungefähren Gewichte von 18 kg besetzt. Die beiden letzten Abtheilungen dienen zum Auffangen von Goldtheilchen, welche durch die austretende Lauge mitgerissen worden sind.

Die starken und schwachen Goldlaugen werden in getrennte Systeme von Fällkästen geleitet und nach dem Niederschlagen des

Goldes aus denselben in getrennten Sammelbehältern aufgefangen. Aus den letzteren werden sie in die Lösebottiche zurückgepumpt.

Die Fällgefässe liegen tiefer als die Lösegefässe. Die goldhaltigen Laugen lässt man langsam über die Zinkspähne fliessen, durch welche das Gold als schwarzer Schlamm ausgefällt wird. Ausser dem Gold werden auch Silber und die in die Cyankaliumlösung übergegangenen unedlen Metalle, soweit die letzteren elektronegativer sind als das Zink, durch das letztere niedergeschlagen.

Der Gehalt der austretenden Laugen an Cyankalium ist in Folge der oben dargelegten Reactionen bei weitem geringer als der Gehalt der in die Fällgefässe eintretenden Laugen.

Die Ausfällung des Goldes erfolgt am schnellsten in den ersten Abtheilungen der Fällkästen. Das Zink wird in denselben verhältnissmässig schnell aufgezehrt und dann durch Spähne aus den hinteren Abtheilungen ersetzt. Dss frische Zink wird in die hinteren Abtheilungen nachgesetzt.

Der Goldniederschlag wird monatlich einmal bis zweimal aus den Fällgefässen entfernt. Zu diesem Zwecke werden zuerst die Siebkästen mit den noch nicht aufgelösten Zinkspähnen ausgehoben, alsdann lässt man den in den Fällkästen zurückgebliebenen Goldschlamm sich absetzen und zieht die über demselben stehende Flüssigkeit vermittelst eines Hebers ab. Die zurückbleibende schlammige Masse wird in ein Sieb von 40 Maschen auf 0,0254 m Länge eingesetzt und mit einem Stock, dessen Ende aus Kautschuck besteht, umgerührt. Die Flüssigkeit, das Gold und ein Theil feines Zink werden hierbei durch das Sieb hindurchgedrückt, während der grösste Theil des Zinks auf demselben zurückbleibt. Das letztere wird über dem Zink in den ersten Abtheilungen der Fällkästen ausgebreitet.

Der Goldschlamm besteht aus fein vertheiltem Gold und Silber, aus grösseren Mengen von Zink, ferner aus Blei, Zinn, Kupfer, Antimon, Arsen, organischen Stoffen und sonstigen Verunreinigungen des Zinks und der Erze.

Die Verarbeitung des Goldniederschlags.

Der Goldniederschlag wird getrocknet und dann mit Sand, Borax und Natriumbicarbonat geschmolzen. Ein mit geschmolzener Masse gefüllter Tiegel enthält 100 bis 150 Unzen Goldlegirung. Das Zink verflüchtigt sich beim Schmelzen und reisst erhebliche Mengen von Gold mit sich. Auch enthalten die beim Schmelzen entstehenden zinkhaltigen Schlacken Gold und müssen desshalb für sich (am besten durch Verbleiung) zu Gute gemacht werden.

Der erhaltene Metallkönig hat einen Gold-Feingehalt von 650 bis 800 Tausendtheilen und enthält Silber, Blei, Zink und öfters auch geringe Mengen von Kupfer.

Zur Vermeidung von Goldverlusten beim Verschmelzen ist vorgeschlagen worden, das Zink vor dem Schmelzen durch Säuren in Lösung zu bringen. Auch ist das Verschmelzen des Goldniederschlages mit Natriumbisulfat und Flussspath empfohlen worden.

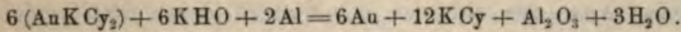
Die Anwendung von Zink als Fällungsmittel hat den Nachtheil, dass das Cyankalium aus dem Kalium-Zink-Cyanid nicht regenerirt werden kann, dass man gezwungen ist, sich dieses letzteren Körpers von Zeit zu Zeit zu entledigen, was bei den giftigen Eigenschaften desselben sehr misslich ist, dass das Zink bei der Fällung zu anderweitigen Verlusten an Cyankalium Anlass giebt, dass der Zinkverbrauch bei der Fällung ein sehr grosser ist, dass das Zink nur in der Form von blanken Drehspähnen angewendet werden kann, welche auf den Werken selbst unmittelbar vor dem Gebrauche hergestellt werden müssen, und dass der zinkhaltige Goldniederschlag nur schwierig und mit erheblichen Goldverlusten auf Gold verarbeitet werden kann.

Es ist daher erklärlich, dass man bestrebt gewesen ist, das Zink durch anderweite Fällungsmittel zu ersetzen. Bis jetzt ist es indess noch nicht gelungen, diesen Ersatz ausfindig zu machen. Die gewöhnlichen Fällungsmittel für das Gold, wie Eisenvitriol, Oxalsäure, Schwefelwasserstoff, Schwefelnatrium, sind nicht anwendbar. Von Molloy sind Amalgame des Kaliums bzw. Natriums vorgeschlagen worden, während die Gold- und Silberscheideanstalt zu Frankfurt a. M. Aluminium als Fällungsmittel empfiehlt. Durch Kalium- bzw. Natrium-Amalgam wird das Gold aus Cyangoldlösungen niedergeschlagen und in Gold-Amalgam verwandelt, während Cyankalium bzw. Cyannatrium regenerirt werden. Das Cyannatrium löst das Gold ebenso gut auf wie das Cyankalium. Bis jetzt ist es indess noch nicht gelungen, diese Amalgame billig herzustellen.

Molloy stellt das Natrium durch Elektrolyse von Natriumcarbonat her[1]). Er lässt die Lösung des Goldes in Cyankalium oder Cyannatrium durch ein niedriges Gefäss fliessen, dessen Boden mit Quecksilber bedeckt ist. In dieses Gefäss ist ein cylindrisches Gefäss ohne Boden so eingesetzt, dass der untere Rand desselben in das Quecksilber eintaucht. Das letztere Gefäss ist mit Natriumcarbonat gefüllt und enthält einen Bleistab. Der letztere und das Quecksilber sind mit den entgegengesetzten Polen einer elektrischen Batterie verbunden. Beim Schliessen des Stromkreises wird das Natriumcarbonat zersetzt. Das Natrium wird an dem Quecksilberpole ausgeschieden und von dem Quecksilber aufgenommen. Das Natrium des gebildeten Natriumamalgams schlägt das Gold aus der Lösung nieder und geht an dessen Stelle in die Cyanidlösung. Das Gold wird von dem Quecksilber amalgamirt.

[1]) The Engin. and Min. Journal 1892, p. 155 und 365.

Was die Anwendung des **Aluminiums** betrifft, so sollen nach Mittheilungen von Dr. Roessler Aluminiumbleche den Vortheil haben, das Gold aus schwach alkalischer Lösung unter gleichzeitiger Regeneration des Cyankaliums verhältnissmässig rasch auszufällen nach der Gleichung:



$$6\,(AuKCy_2) + 6\,KHO + 2\,Al = 6\,Au + 12\,KCy + Al_2O_3 + 3\,H_2O.$$

Wenn sich die gedachten Verfahren auf die Dauer bewähren sollten, so würde das Cyanidverfahren der Goldgewinnung einen grossen Fortschritt zu verzeichnen haben.

Obwohl das **Cyankalium, innerlich genommen**, eines der tödtlichsten **Gifte** ist, so erscheint die Zahl der Unglücksfälle bei dem Cyanidprozess doch als eine sehr geringe. Indessen klagen die beim Reinigen der Fällgefässe und beim Schmelzen des Goldniederschlages beschäftigten Arbeiter über Kopfweh, Schwindel und Niedergeschlagenheit und leiden an Geschwüren, welche am häufigsten an den Armen ausbrechen.

Der Mac Arthur-Forrest-Prozess ist bisher mit gutem Erfolge in den **Golddistricten von Transvaal in Süd-Afrika** zur Anwendung gelangt und zwar auf Erze aus den oberen Teufen der Golderzlagerstätten, welche das Gold in sehr feiner Vertheilung enthalten und vorwiegend aus Quarz und Brauneisenstein bestehen, sowie ganz besonders auf die bei der Amalgamation dieser Erze verbliebenen Rückstände (tailings), aus welchen die Sulfide durch Verwaschen der ersteren entfernt sind. Das Ausbringen an Gold aus diesen Erzen bzw. tailings, welche letzteren 6 g Gold in der t enthalten, beträgt im Durchschnitte 70 bis 80 %. Besonders geeignet ist der Cyanid-Prozess für das fein vertheilte Gold (float gold), welches mehrere Stunden lang im Wasser suspendirt bleibt und weder durch Amalgamation noch durch Aufbereitung gewonnen werden kann.

In **Australien** wurden auf den Ravenswood-Werken in Queensland aus Erzen mit 7 bis 12 Unzen Gold per t 84 bis 89 % Gold ausgezogen. Aehnliche Ergebnisse wurden auf der Freehold United Mine bei Daylesford in Victoria erzielt.

In **Neu-Seeland** wurden auf den Karangahake Works bei Auckland aus verschiedenen Erzsorten 80 bis 91 % Gold und 28 bis 83 % Silber ausgezogen.

Die bei Versuchen erzielten Ergebnisse sind in der Regel erheblich günstiger als die Resultate des Grossbetriebes, weil man bei den ersteren verhältnissmässig kleine Mengen von Erzen bzw. tailings mit verhältnissmässig grossen Mengen von Cyankaliumlösung gleicher Stärke behandelt.

Auf Erze, welche grosse Mengen von Pyrit und von unedlen Metallen enthalten, ist der Cyanid-Prozess zwar in manchen Fällen anwendbar, jedoch sind die Kosten desselben in der Mehrzahl der Fälle grösser als bei der Amalgamation bzw. Chloration.

Auf Erze, welche das Gold in gröberen Körnern enthalten, wirkt die Cyankaliumlösung zu langsam ein, während bei goldreichen Erzen ein zu grosser Procentsatz des Goldes in den Rückständen verbleibt.

[illegible] Cyanid-Verfahren zur Zeit noch in der Kindheit ist und der [illegible] Forschung noch ein weites Feld für Verbesserungen und [illegible] desselben offen lässt, so bleibt abzuwarten, wie es [illegible] entwickelt und ob und in welchem Umfange es auf die ver[illegible] der Golderze mit Vortheil angewendet werden kann. [illegible] abzuwarten sein, wie sich die Auflösung des Goldes durch [illegible] welche ausser dem Cyankalium noch Ferridcyankalium ent[illegible] der Anwendung von reinem Cyankalium stellt und welche [illegible] Anwendung von Aluminium bzw. von Amalgamen des Kaliums [illegible] als Fällungsmittel gegenüber der Anwendung des Zinks [illegible] zu gewähren im Stande ist.

[illegible] Gewinnung des Goldes durch Ueberführung desselben [illegible] von Legirungen und die Scheidung desselben [illegible] in dieser Legirung enthaltenen Metallen.

[illegible] der Goldgewinnung fällt hinsichtlich der Herstellung [illegible] mit den oben beschriebenen Schmelzprozessen, hinsichtlich [illegible] der Legirungen mit der Goldscheidung (siehe weiter [illegible]

[illegible] Gewinnung des Goldes auf elektrometallurgischem Wege.

[illegible] Goldgewinnung ist bis jetzt mit Vortheil nur zur Ge[illegible] aus Legirungen zur Anwendung gekommen. Sie ist [illegible] erörtert.

[illegible] Gewinnung des Goldes aus Erzen, wie sie von [illegible] vorgeschlagen wurden, sind nicht zur definitiven An[illegible]. Das Verfahren von Cassel[1]) besteht in der Behandlung [illegible] Trommel mit Kochsalzlauge, durch welche ein [illegible] durchgeführt wird. Das hierbei entbundene Chlor soll [illegible] bringen. Die durch secundäre Prozesse gebildete Säure [illegible] neutralisirt.

[illegible] Verfahren, welches nur kurze Zeit zu Curra Rossi [illegible] gestanden hat, besteht im Amalgamiren der [illegible] zerkleinerten Erze in rotirenden Cylindern, in einer [illegible] Trennung des grössten Theiles des gebildeten Amalgams [illegible] durch Ablassen der Masse aus den Cylindern auf [illegible] und endlich in der Ausgewinnung des Restes des Amalgams [illegible] auf amalgamirten Platten mit Hülfe des elektrischen [illegible]

[1]) [illegible] Journal, Bd. 254, pag. 296.

Die Goldscheidung.

Da der grösste Theil des Goldes silberhaltig und andrerseits ein grosser Theil des Silbers goldhaltig ist, so ist die Scheidung des Goldes vom Silber aus Legirungen dieser Metalle ein wichtiger metallurgischer Prozess. Ausser dem Silber enthalten die Gold-Silber-Legirungen auch häufig andere Metalle, welche die Eigenschaften des Goldes und Silbers nachtheilig beeinflussen (Blei, Wismuth, Zinn, Antimon, Arsen) und daher vor der Scheidung nach Möglichkeit durch Raffiniren oder Feinbrennen zu beseitigen sind. Es ist indess nur in wenigen Fällen möglich, die gedachten Körper vor der Scheidung bis auf die letzten Spuren zu beseitigen. Der Prozess der Goldscheidung hat daher ausser der Scheidung des Goldes vom Silber auch die Entfernung der letzten Theile fremder Elemente von beiden Metallen zum Zweck.

Die Goldscheidung kann auf trockenem Wege, unter Zuhülfenahme des nassen Weges und auf elektrometallurgischem Wege ausgeführt werden.

Die Scheidung auf trockenem Wege beruht auf der Ueberführung des Silbers in Schwefelsilber oder Chlorsilber bzw. auf dem Umstande, dass Gold in der Hitze weder durch Schwefel noch durch Chlor angegriffen wird.

Die Scheidung auf nassem Wege beruht auf der Löslichkeit des Silbers bzw. der Unlöslichkeit des Goldes in Salpetersäure und kochender concentrirter Schwefelsäure.

Die Scheidung auf elektrometallurgischem Wege beruht auf der Eigenschaft des Silbers, aus Anoden der Gold-Silber-Legirung bei Anwendung einer geeigneten Stromdichte und eines geeigneten Elektrolyten (saure salpetersaure Silberlösung) an die Kathode übergeführt zu werden bzw. der Eigenschaft des Goldes, unter diesen Umständen an der Anode zu verbleiben.

Diejenigen Arten der Goldscheidung, welche man gegenwärtig grundsätzlich anwendet, sind die Scheidung mit kochender concentrirter Schwefelsäure, die sog. „Affination“, und die Scheidung mit Hülfe der Elektrolyse. Die letztere Art der Scheidung hat auf verschiedenen Werken die Affination verdrängt.

A. Die Goldscheidung auf trockenem Wege.

Die Methoden der Goldscheidung auf trockenem Wege sind die Scheidung durch Schwefelantimon, die Scheidung durch Glätte und Schwefel oder durch Schwefel allein, die Scheidung mit Hülfe von Kochsalz (Cementation) und die Miller'sche Scheidung durch Chlor.

Von diesen Verfahren findet gegenwärtig nur noch die Miller'sche Scheidung durch Chlor Anwendung. Die übrigen Methoden wurden in

Da das Cyanid-Verfahren zur Zeit noch in der Kindheit ist und der metallurgischen Forschung noch ein weites Feld für Verbesserungen und Vervollkommnungen desselben offen lässt, so bleibt abzuwarten, wie es sich weiter entwickelt und ob und in welchem Umfange es auf die verschiedenen Arten der Golderze mit Vortheil angewendet werden kann. Zunächst dürfte abzuwarten sein, wie sich die Auflösung des Goldes durch eine Lösung, welche ausser dem Cyankalium noch Ferridcyankalium enthält, gegenüber der Anwendung von reinem Cyankalium stellt und welche Vortheile die Anwendung von Aluminium bzw. von Amalgamen des Kaliums und Natriums als Fällungsmittel gegenüber der Anwendung des Zinks beim Grossbetriebe zu gewähren im Stande ist.

C) Die Gewinnung des Goldes durch Ueberführung desselben in die Form von Legirungen und die Scheidung desselben von den in dieser Legirung enthaltenen Metallen.

Diese Methode der Goldgewinnung fällt hinsichtlich der Herstellung der Legirungen mit den oben beschriebenen Schmelzprozessen, hinsichtlich der Verarbeitung der Legirungen mit der Goldscheidung (siehe weiter unten) zusammen.

4. Die Gewinnung des Goldes auf elektrometallurgischem Wege.

Diese Art der Goldgewinnung ist bis jetzt mit Vortheil nur zur Gewinnung des Goldes aus Legirungen zur Anwendung gekommen. Sie ist bei der Goldscheidung erörtert.

Verfahren zur Gewinnung des Goldes aus Erzen, wie sie von Cassel und Barker vorgeschlagen wurden, sind nicht zur definitiven Anwendung gelangt. Das Verfahren von Cassel[1]) besteht in der Behandlung der Erze in einer rotirenden Trommel mit Kochsalzlauge, durch welche ein elektrischer Strom durchgeführt wird. Das hierbei entbundene Chlor soll das Gold in Lösung bringen. Die durch secundäre Prozesse gebildete Säure wird durch Kalk neutralisirt.

Das Barker'sche Verfahren, welches nur kurze Zeit zu Curra Rossi in Ungarn in Anwendung gestanden hat, besteht im Amalgamiren der durch Walzwerke zerkleinerten Erze in rotirenden Cylindern, in einer darauf folgenden Trennung des grössten Theiles des gebildeten Amalgams von den Rückständen durch Ablassen der Masse aus den Cylindern auf grosse Tische und endlich in der Ausgewinnung des Restes des Amalgams aus den Rückständen auf amalgamirten Platten mit Hülfe des elektrischen Stromes.

---

[1]) Dingler's Journal, Bd. 254, pag. 296.

Die Goldscheidung.

Da der grösste Theil des Goldes silberhaltig und andrerseits ein
sser Theil des Silbers goldhaltig ist, so ist die Scheidung des Goldes
n Silber aus Legirungen dieser Metalle ein wichtiger metallurgischer
ozess. Ausser dem Silber enthalten die Gold-Silber-Legirungen auch
ufig andere Metalle, welche die Eigenschaften des Goldes und Silbers
chtheilig beeinflussen (Blei, Wismuth, Zinn, Antimon, Arsen) und daher
r der Scheidung nach Möglichkeit durch Raffiniren oder Feinbrennen zu
seitigen sind. Es ist indess nur in wenigen Fällen möglich, die ge-
chten Körper vor der Scheidung bis auf die letzten Spuren zu beseitigen.
er Prozess der Goldscheidung hat daher ausser der Scheidung des Goldes
m Silber auch die Entfernung der letzten Theile fremder Elemente von
iden Metallen zum Zweck.

Die Goldscheidung kann auf trockenem Wege, unter Zuhülfenahme
s nassen Weges und auf elektrometallurgischem Wege ausgeführt werden.

Die Scheidung auf trockenem Wege beruht auf der Ueberführung
s Silbers in Schwefelsilber oder Chlorsilber bzw. auf dem Umstande,
ss Gold in der Hitze weder durch Schwefel noch durch Chlor ange-
iffen wird.

Die Scheidung auf nassem Wege beruht auf der Löslichkeit des
lbers bzw. der Unlöslichkeit des Goldes in Salpetersäure und
ochender concentrirter Schwefelsäure.

Die Scheidung auf elektrometallurgischem Wege beruht auf
er Eigenschaft des Silbers, aus Anoden der Gold-Silber-Legirung bei An-
endung einer geeigneten Stromdichte und eines geeigneten Elektrolyten
aure salpetersaure Silberlösung) an die Kathode übergeführt zu werden
zw. der Eigenschaft des Goldes, unter diesen Umständen an der Anode
i verbleiben.

Diejenigen Arten der Goldscheidung, welche man gegenwärtig grund-
itzlich anwendet, sind die Scheidung mit kochender concentrirter Schwefel-
ure, die sog. „Affination“, und die Scheidung mit Hülfe der Elektro-
se. Die letztere Art der Scheidung hat auf verschiedenen Werken die
ffination verdrängt.

A. Die Goldscheidung auf trockenem Wege.

Die Methoden der Goldscheidung auf trockenem Wege sind die
heidung durch Schwefelantimon, die Scheidung durch Glätte und Schwefel
ler durch Schwefel allein, die Scheidung mit Hülfe von Kochsalz
ementation) und die Miller'sche Scheidung durch Chlor.

Von diesen Verfahren findet gegenwärtig nur noch die Miller'sche
heidung durch Chlor Anwendung. Die übrigen Methoden wurden in

früheren Zeiten häufig angewendet, sind aber gegenwärtig allgemein durch die Scheidung auf nassem bzw. elektrometallurgischem Wege verdrängt worden und haben daher nur noch historisches Interesse.

Die Scheidung durch Schwefelantimon oder die Scheidung durch „Guss und Fluss".

Diese Art der Scheidung beruht darauf, dass beim Zusammenschmelzen einer Gold-Silber-Legirung mit Schwefelantimon das Silber sich mit dem Schwefel verbindet, während sich das Gold mit dem Antimon legirt.

Aus dem Antimongold kann durch Anwendung einer hohen Temperatur das Antimon oxydirt bzw. verflüchtigt werden, während aus dem Schwefelsilber auf verschiedene Weise, am einfachsten durch Verbleien unter Zusatz von Eisen, das Silber gewonnen werden kann. Es ist nun nicht möglich, durch eine einmalige Schmelzung reines Antimongold und Schwefelsilber, welches letztere Plachmal genannt wird, zu erhalten. Man ist vielmehr gezwungen, zur Entfernung des Silbers aus dem Antimongold die Schmelzung des letzteren mit neuen Mengen von Schwefelantimon mehrere Male zu wiederholen. Andrerseits ist das Plachmal noch goldhaltig und enthält noch unzersetztes Schwefelantimon. Dasselbe wird wiederholt umgeschmolzen, um das Gold als Antimongold nach Möglichkeit aus demselben zu entfernen. Kleine Mengen von Gold bleiben im Plachmal zurück und sammeln sich in dem aus demselben gewonnenen Silber an. Das letztere wird zur Ausgewinnung des Goldes und Silbers der Goldscheidung mit Salpetersäure unterworfen.

Das gedachte Verfahren ist nur anwendbar, wenn die zu scheidende Legirung nicht unter 50 % Gold enthält.

Es stand früher häufig in Anwendung und ist eingehend von Schlüter (1738) beschrieben worden.

Bis zum Jahre 1846 wurde es auf der Münze zu Dresden ausgeführt, wo Legirungen mit 64 % Goldgehalt geschieden wurden. Daselbst[1]) schmolz man die Legirung in hessischen Tiegeln in einem Windofen ein und setzte dann das dreifache Gewicht Schwefelantimon zu. Sobald aus der geschmolzenen Masse Funken austraten, wurde dieselbe in eine Form aus Eisen von der Gestalt eines Kegels oder in einen alten Schmelztiegel gegossen. In diesen Gefässen schied sich auf dem Boden der Antimongold-Regulus und darüber das Plachmal ab.

Der Regulus wurde in der nämlichen Weise noch einmal mit dem zweifachen Gewichte und dann noch einmal mit dem gleichen Gewichte an Schwefelantimon geschmolzen.

Enthielt er jetzt noch erhebliche Mengen von Silber, so wurde das Umschmelzen desselben mit der zweifachen Menge Schwefelantimon so

[1]) Percy, Silver and Gold, pag. 373.

lange wiederholt, bis das Gold der Legirung den erwünschten Grad der Feinheit hatte.

Darauf wurde die gegen 40 % Antimon enthaltende Legirung in einem an den inneren Seiten mit gepulvertem Borax überzogenen, bedeckten hessischen Tiegel geschmolzen. Unmittelbar nach dem Einschmelzen wurde aus einem Blasebalge Wind auf die Oberfläche des Metallbades geblasen, wodurch das Antimon oxydirt und als Antimonige Säure verflüchtigt wurde.

Nach der Entfernung des Antimons erstarrte das Gold. Es wurde nun Salpeter und Borax zugesetzt und die Hitze bis zum Schmelzen des Goldes gesteigert, worauf dasselbe ausgegossen wurde.

Das Plachmal wurde mit Eisen, Blei und einem Flussmittel in einem hessischen Tiegel auf Werkblei und Stein verschmolzen.

Das Werkblei wurde abgetrieben und das erhaltene goldhaltige Silber mit Salpetersäure behandelt. Aus der Silberlösung wurde das Silber durch Kupfer ausgefällt und dann mit Soda geschmolzen. Der Goldrückstand wurde mit Borax und Salpeter geschmolzen.

Der Stein, welcher noch erhebliche Mengen von Silber enthielt, wurde zusammen mit dem Münzgekrätz verarbeitet.

Scheidung durch Schwefel und Bleiglätte oder der Pfannenschmied-Prozess.

Diese Art der Scheidung, der sogen. Pfannenschmied-Prozess, bezweckt die Anreicherung des Goldes in einer Gold-Silber-Legirung bis zu einem solchen Grade, dass dieselbe mit Vortheil der Scheidung durch Salpetersäure unterworfen werden kann.

Dieselbe beruht auf der Ueberführung des Silbers der Legirung in Schwefelsilber durch Schwefel und auf der Zersetzung eines Theiles dieses Schwefelsilbers durch Glätte in Schwefelblei, Blei und Silber, welches letztere die in der geschmolzenen Masse zerstreuten Goldtheilchen aufnimmt und sich mit dem Blei als Regulus auf dem Boden des Schmelztiegels ansammelt, während das Schwefelblei mit dem Schwefelsilber das Plachmal bildet. Das letztere wird zuerst durch wiederholtes Schmelzen mit Bleiglätte entgoldet und dann mit Eisen auf Werkblei und silberhaltigen Stein verschmolzen.

Dieser langwierige Prozess stand früher zu Oker in Anwendung, wo er durch die Scheidung mit Schwefelsäure verdrängt worden ist.

Daselbst[1]) wurde das Blicksilber, welches 0,26 bis 1,38 % Gold enthielt, zuerst granulirt und dann noch feucht mit $^1/_8$ seines Gewichtes an Schwefel portionenweise in einen Graphittiegel eingetragen. Durch allmähliches Erhitzen desselben bewirkte man zuerst ein Zusammensintern

[1]) Jordan. Journal für pract. Chemie 1836. 9. p. 74—84. Lampadius, Grundriss einer allgemeinen Hüttenkunde. Göttingen 1827. p. 269.

und dann ein Zusammenschmelzen des Schwefels mit dem Blicksilber. Das Silber wurde hierdurch in Schwefelsilber verwandelt, während das Gold in feiner Vertheilung im metallischen Zustande in dem geschmolzenen Schwefelsilber vertheilt blieb. Nach dem Einschmelzen wurde zum Zwecke der Ansammlung des Goldes in einem Silber-Regulus $^1/_{16}$ vom Gewichte des Silbers an Bleiglätte in kleinen Portionen auf die geschmolzenen Massen gestreut. Hierbei wurde durch die Glätte unter Entwicklung von Schwefliger Säure ein Theil Schwefelsilber in Silber verwandelt. Das aus der Glätte reducirte Blei ging zum Theil an den Schwefel des Schwefelsilbers über und schied hierdurch noch einen Theil Silber aus, zum Theil legirte es sich mit dem ausgeschiedenen Silber. Die so erhaltene Blei-Silber-Legirung nahm das in der Masse zerstreute Gold auf und setzte sich als König auf dem Boden des Tiegels nieder, während sich Schwefelblei und Schwefelsilber als Plachmal über demselben absetzten. Nachdem man den Tiegel im Ofen hatte erkalten lassen, wurde der König von dem Plachmal durch Abschlagen des letzteren getrennt und nach vorgängigem Abtreiben des Bleis von demselben der Scheidung mit Salpetersäure unterworfen.

Das Plachmal war noch goldhaltig und wurde zur Ausgewinnung des Goldes 4 bis 5 Male mit Schwefel und Bleiglätte geschmolzen. Die hierbei erhaltenen goldhaltigen Könige wurden noch so oft mit Glätte geschmolzen, bis der Goldgehalt die für eine vortheilhafte Scheidung mit Salpetersäure geeignete Höhe erreicht hatte. Da sie durch diese Behandlung sehr bleiisch geworden waren, so musste das Blei vor der Behandlung derselben mit Salpetersäure abgetrieben werden.

Das auf die gedachte Weise entgoldete Plachmal wurde in Graphittiegeln mit $^1/_4$ seines Gewichtes an Eisen auf Werkblei und Stein verschmolzen. Der Stein wurde in einem Flammofen geröstet und dann in einem Graphittiegel mit 20 % Eisen und 30 % Glätte auf Werkblei und einen zweiten Stein verschmolzen. Der letztere wurde in einem Graphittiegel mit verschiedenen silberhaltigen Abfällen und Tiegelbruchstücken unter Zusatz von Eisen und Glätte auf Werkblei und einen dritten Stein verschmolzen. (Krätzschmelzen.) Der dritte Stein wurde mit verschiedenen Blei und Silber enthaltenden Abfällen in Krummöfen auf Werkblei, Schlacken und einen Stein, welcher noch gewisse Mengen von Blei und Eisen enthielt, verarbeitet. (Krätzfrischen.) Dieser letzte Stein wurde nach vorgängigem Rösten bei der Krätzarbeit zugesetzt. Die verschiedenen Werkblei-Könige wurden abgetrieben und die hierbei erhaltenen goldhaltigen Blicksilber der Scheidung mit Salpetersäure unterworfen.

Die Scheidung durch Schwefel allein.

Diese Art der Scheidung, welche schon durch den Mönch Roger im 11. Jahrhundert erwähnt wird[1]), bezweckte die Herstellung goldreicher Silberlegirungen aus goldarmem Silber.

Das Silber wurde granulirt und noch nass mit $\frac{1}{8}$ Schwefel gemengt in einen Tiegel gebracht, in welchem das Gemenge allmälich bis zum Schmelzen erhitzt wurde. Es wurde dann goldhaltiges Silber zugesetzt, um die Ansammlung des Goldes in einem König herbeizuführen. Die geschmolzenen Massen wurden dann in eine conische Form ausgegossen. In derselben setzte sich zu unterst ein Gold-Silber-König und darüber das Schwefelsilber (Plachmal) ab. Enthielt der König noch zu wenig Gold für eine vortheilhafte Behandlung mit Salpetersäure, so wurde er nochmals in der gedachten Art mit Schwefel behandelt. Der an Gold angereicherte König wurde mit Blei zusammengeschmolzen und abgetrieben. Darauf wurde er der Scheidung durch Salpetersäure unterworfen. Das Plachmal wurde zur Gewinnung des Silbers mit Eisen geschmolzen.

Dieser Prozess stand im vorigen Jahrhundert auf der Münze zu Petersburg in Anwendung[2]).

Anstatt des Zusatzes von Silber zum Ansammeln der im Plachmal zerstreuten Goldtheilchen hat man auch Eisen angewendet. Dasselbe schied unter Bildung von Schwefeleisen aus dem Plachmal Silber aus, welches das Gold in sich aufnahm.

Im 16. Jahrhundert wurde auf der Münze zu Delhi[3]) das Gold vom Silber durch Schmelzen der Legirung mit Kupfer und dann mit Schwefel geschieden. Die Legirung wurde zuerst dreimal mit Kupfer und dann dreimal mit Schwefel geschmolzen, wodurch das Gold ausgeschieden wurde. Das silberhaltige Kupfer, welches hierbei erhalten wurde, verwandelte man durch Legirung mit Blei in eine Blei-Kupfer-Silber-Legirung, aus welcher das Silber gewonnen wurde.

In der neuesten Zeit ist der Schwefel von Roessler zur Entfernung des Kupfers aus Gold-Silber-Legirungen vor der nassen Scheidung derselben mit Vortheil zur Anwendung gebracht worden.

Die Scheidung durch Kochsalz oder die „Cementation“.

Die Scheidung mit Hülfe von Kochsalz oder die sog. Cementation beruht auf der Verwandlung des Silbers der Legirung in Chlorsilber durch Glühen der letzteren mit Kochsalz und Thon oder mit Kochsalz und Eisen-

[1]) An Essay upon various Arts in three Books, by Theophilus, called also Rugerus, Priest and Monk. Translated, with notes, by Robert Hendrie. 1847. pp. 316—319.

[2]) Crell's Chemische Annalen 1797. Theil I. S. 115.

[3]) Percy, Silver and Gold, pag. 374.

vitriol oder Alaun und Sand, wobei das Gold unverändert bleibt. Das Chlorsilber wurde sowohl durch die directe Einwirkung von Kochsalz auf Silber (H. Rose, Winkler, Plattner) als auch durch die Einwirkung von Chlor, Chlormetallen und Chlorwasserstoffsäure auf das Silber gebildet. Das Chlor konnte sowohl durch die Einwirkung von Schwefelsäure-Anhydrid auf Chlornatrium als auch aus der Chlorwasserstoffsäure durch Zerlegung derselben mit Hülfe der Contactwirkung bei Gegenwart von Luft (Oxland) entstehen, während Chlorwasserstoffsäure sowohl durch Einwirkung von Schwefelsäurehydrat auf Chlornatrium als auch durch die Einwirkung von Kieselsäure auf das Kochsalz bei Gegenwart von Wasserdampf gebildet werden konnte. Das Chlorsilber wurde durch den Sand oder das an Stelle desselben verwendete Ziegelmehl aufgesogen[1]).

Die Cementation ist einer der ältesten, schon in den Schriften von Geber, Albertus Magnus, Biringuccio und Agricola beschriebenen metallurgischen Prozesse. Gegenwärtig steht sie für die Scheidung von Gold und Silber wohl nirgends mehr in Anwendung.

Sie wurde noch im Jahre 1833 zu Santa Fé de Bogota in Süd-Amerika (Neu-Granada) ausgeführt, um das natürliche Gold soweit von seinem Silbergehalte zu befreien, als es für die Herstellung von Goldmünzen erforderlich war.

Nach Boussingault[2]) wurde das silberhaltige Gold, welches bis 35,07 % Silber enthielt, granulirt und dann in porösen Thontöpfen in ein Gemenge von 1 Th. Kochsalz und 2 Th. Ziegelmehl eingebettet und geglüht. Nach 24- bis 36stündigem Glühen war die Cementation beendigt. Das Gold befand sich in Körnern in dem Cementirpulver, während das Silber als Chlorsilber von dem letzteren aufgesaugt worden war. Das Gold wurde aus dem Cementirpulver ausgewaschen und zeigte einen Goldgehalt von 87,5 bis 91,7 %. Zur Ausgewinnung des Silbers aus dem Cementirpulver wurde das letztere mit $^1/_{10}$ seines Gewichtes an Kochsalz und dem Zehnfachen seines Silbergehaltes an Quecksilber der Amalgamation unterworfen. Das Amalgam lieferte nach dem Ausglühen ein Silber, welches nur einige Tausendtheile Gold enthielt.

Scheidung durch Chlorgas oder der Miller-Prozess.

Dieses Verfahren beruht auf der Eigenschaft des Chlorgases, das in geschmolzenen Gold-Silber-Legirungen enthaltene Silber in Chlorsilber zu verwandeln, das Gold aber nicht anzugreifen. Beim Durchleiten von Chlorgas durch geschmolzene Gold-Silber-Legirungen werden vor dem Silber die unedlen Metalle (Blei, Arsen, Antimon, Wismuth,

---

[1]) Ueber die näheren Vorgänge bei der Cementation siehe Percy, Silver and Gold, Seite 384; Boussingault, Annales de Chimie et Physique 1833, 54, pp. 253 bis 263. — Poggendorf, Ann. 32, 99 (1834).

[2]) Annales de Chimie et Physique 1833, 54, pp. 253 bis 263.

Kupfer) in Chlorverbindungen verwandelt und die letzteren, soweit sie flüchtig sind (Blei, Arsen, Antimon), in Dampfform ausgetrieben. Man kann das Verfahren daher auch benutzen, unedle Metalle aus Gold-Silber-Legirungen vor der Scheidung derselben zu entfernen. Bisher hat es nur vereinzelt Anwendung zur Entfernung von unedlen Metallen und von Silber aus silberhaltigem Golde gefunden.

Das Verfahren wurde im Jahre 1838 von Lewis Thompson[1]) vorgeschlagen, ohne indess Anwendung im Grossen zu finden. Erst im Jahre 1867 wurde es von Bowyer Miller mit verschiedenen wesentlichen Verbesserungen, zu welchen besonders das Schmelzen der Legirung unter einer Boraxdecke und die Verarbeitung des goldhaltigen Chlorsilbers gehören, in grossem Maassstabe in der Münze zu Sydney zum Raffiniren und Entsilbern des Goldes eingeführt[2]) und hat daher den Namen Miller'sche Goldscheidung erhalten.

Ausser in Sydney ist es in der Londoner Münze zum Raffiniren des Goldes durch Roberts-Austen zur Anwendung gekommen[3]).

Das Einschmelzen der Legirung geschieht in Thontiegeln, welche in Graphittiegel eingesetzt sind, um Metallverluste beim etwaigen Zerbersten der Tiegel zu vermeiden. Die Thontiegel sind im Innern mit einer Boraxglasur versehen, welche das Eindringen von Chlorsilber in die Wandungen derselben verhindert. Durch den lose aufgesetzten Deckel der Thontiegel wird das Chlorgas vermittelst eines bis nahe auf den Boden der Tiegel reichenden Thonrohres in die geschmolzene Legirung eingeführt. Die Tiegel werden in einem Windofen erhitzt. Das Chlorgas wird aus Braunstein und Salzsäure in einem Gefässe aus Steinzeug erzeugt, welches in einem Wasserbade erhitzt wird. Der Chlorentwickler besitzt eine verschliessbare Oeffnung zum Einbringen der Materialien für die Entwicklung von Chlor, eine Oeffnung zum Abführen des Chlorgases und eine Oeffnung, durch welche ein langes Rohr bis auf den Boden des Gefässes geführt ist. Dasselbe dient als Sicherheitsrohr und mündet zu diesem Zwecke an seinem oberen Ende in ein Gefäss, in welches bei starkem Drucke im Chlorentwickler die Flüssigkeit hineingedrückt werden kann. Zugleich dient es zur Beobachtung des Druckes an dem Stande der in ihm befindlichen Flüssigkeit. Der Druck ist erforderlich, um das Chlor in die geschmolzene Legirung einzuführen. Durch das Sicherheitsrohr kann auch die für die Chlorentwicklung erforderliche Salzsäure in das Entwicklungsgefäss eingeführt werden.

Die Einrichtung einer Anlage für die Scheidung mit Chlor ist aus der Figur 560 ersichtlich.

---

[1]) Percy, Silver and Gold 1880, pag. 402.
[2]) Percy, l. c., pag. 405 und ff.
[3]) Eissler, The Metallurgy of Gold, pag. 257. London 1889.

Der im Windofen aufgestellte Graphittiegel enthält einen zweiten aus weissem, feuerfestem Thon hergestellten Tiegel. Die Boraxglasur an den Innenwänden desselben wird dadurch hergestellt, dass man ihn mit einer kochenden wässrigen Boraxlösung füllt, dieselbe kurze Zeit (10 Minuten) in demselben stehen lässt und nach dem Ausgiessen derselben den Tiegel dem Austrocknen überlässt. Die Glasur bildet sich, sobald der Tiegel zum Zwecke des Gebrauches erhitzt wird. Durch den lose aufgesetzten Deckel ist ein Thonrohr, hindurchgeführt ist. Der Deckel besitzt ausserdem einige Oeffnungen zum Entweichenlassen von Dämpfen. In London hatten die Thonrohre 0,55 m Länge, 0,012 m Durchmesser und 0,008 m Bohrung. In den Tiegel werden in Sydney 2 Goldbarren von je 23 kg Gewicht eingesetzt.

a ist der aus Steinzeug hergestellte Chlorentwickler. c ist ein Bleirohr für die Abführung des Chlors. b ist das aus Glas hergestellte Sicherheits-

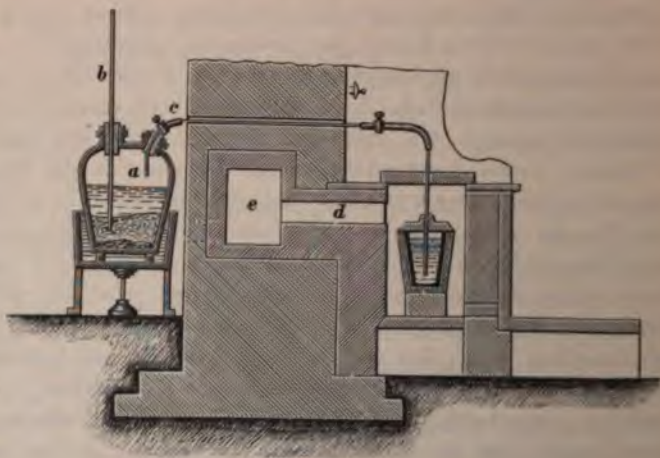


Fig. 560.

rohr. Dasselbe besitzt eine Länge von 2,438 bis 3,048 m und endigt an seinem oberen Ende in ein in der Figur nicht sichtbares Gefäss, in welches beim Schliessen der Chlorableitungsröhre die überfliessende Flüssigkeit eintritt. Eine in dem Rohr befindliche Flüssigkeitssäule von 0,40 bis 0,45 m Höhe hält einer Säule von 0,0254 m Höhe des Goldes im Tiegel das Gleichgewicht. — Die Rohre im Chlorentwickler sind durch Kautschuckpfropfen hindurchgesteckt.

Die einzelnen Rohre, durch welche das Chlorgas strömt, sind durch Kautschuckrohre oder Flantschen verbunden. Das Absperren des Chlorgasstroms geschieht mit Hülfe von Quetschhähnen.

Eine grössere, im oberen Theile des Chlorerz
Oeffnung zum Einbringen der Materialien für die Chlor
Figur nicht sichtbar. Dieselbe wird durch einen mit

Bleipfropfen verschlossen. Der Chlorerzeuger hat einen Inhalt von 120 l und steht in einem Wasserbade. Auf dem Boden desselben ist eine Lage kleiner Quarzstücke aufgeschichtet, auf welche der Braunstein (in Mengen von 40 bis 45 kg) in kleinen Stücken (0,0064 m Seite) aufgestürzt wird. In der Münze zu Sydney tritt das Chlorgas aus dem Entwickler in ein für eine Reihe von Oefen gemeinschaftliches Bleirohr, von welchem sich je zwei Zweigleitungen zu jedem einzelnen Tiegel abzweigen. Je ein Rohr dieser Zweigleitungen dient als Reserverohr.

Das Gold, welches in Sydney der Scheidung unterworfen wird, enthält Silber und geringe Mengen von Blei, Arsen und Antimon, welche letzteren schon in sehr geringen Mengen das Gold zur Prägung untauglich machen. Der Silbergehalt beträgt im Durchschnitt 5 %.

Der Betrieb wird daselbst geführt wie folgt.

Das Gold wird in zwei Barren von je 23 kg Gewicht in den zur Rothglut erhitzten Tiegel eingesetzt und langsam zum Schmelzen erhitzt. Sobald das Gold flüssig ist, werden 60 bis 90 g Borax in geschmolzenem Zustande zugefügt. Darauf wird die an ihrem unteren Ende vorher erhitzte Thonröhre zur Einführung des Chlors in das Metallbad eingelassen und dem Chlorstrom freier Lauf gelassen. Es entweichen sofort die flüchtigen Chloride der im Golde enthaltenen unedlen Metalle in Gestalt von Dämpfen, welche um so dichter erscheinen, je mehr Blei sie enthalten. Nach der Entfernung der unedlen Metalle verschwinden die Dämpfe. Das eingeleitete Chlor wird nun durch das Silber gebunden. Wenn nur noch geringe Mengen des letzteren im Golde vorhanden sind, erscheinen dunkle Dämpfe und eine Flamme von bräunlichgelber Farbe. Sobald die letztere auf einer in dieselbe hineingehaltenen Thonröhre einen röthlichen oder bräunlichen Beschlag hervorbringt (was bei Gold mit 10 % Silber nach 1 bis $1\frac{1}{2}$ Stunden der Fall ist), ist der Prozess des Raffinirens bzw. der Scheidung beendet. Man holt den Tiegel aus dem Feuer, lässt denselben einige Minuten abkühlen, giesst das Chlorsilber in vorher erhitzte eiserne Formen und lässt dann den festgewordenen Goldkönig aus dem Tiegel herausfallen.

Das Gold wird mit Chlornatriumlauge gewaschen, um anhaftendes Chlorsilber zu entfernen, und dann umgeschmolzen. Der Feingehalt desselben beträgt 991 bis 997 Tausendtheile. Durch eine Wiederholung der Scheidung in der gedachten Weise kann noch weiteres Silber aus demselben entfernt werden.

Von dem Goldgehalte der Legirung werden 98 % in dem Feingold angesammelt, während 2 % davon in das Chlorsilber übergehen.

Das Chlorsilber wird zuerst entgoldet und dann auf Silber verarbeitet. Früher geschah die Entgoldung durch Schmelzen des Chlorsilbers mit Silber, welches letztere nach erfolgter Verflüssigung das Gold in sich aufnahm und sich als König zu Boden setzte. Dieses Verfahren, durch welches nur eine unvollständige Entgoldung bewirkt wurde, ist nach

Leibius[1]) durch Schmelzen des Chlorsilbers mit Soda unter einer Boraxdecke ersetzt worden. Um Metallverluste durch Verspritzen zu vermeiden, wird das Chlorsilber zuerst mit Borax (1 cm hoch) bedeckt, worauf dann auf die Boraxdecke die Soda (500 bis 600 g auf 7 kg Chlorsilber) allmählich aufgestreut wird. Durch eine zweimalige Behandlung des Chlorsilbers in dieser Weise soll es ziemlich vollständig entgoldet werden. Das Gold erhält man mit einem Theile des Silbers in einem König.

Die Gewinnung des Silbers aus dem Chlorsilber geschieht auch nach dem Vorschlage von Leibius mit Hülfe der Elektrolyse. Als Elektroden des Stromkreises werden Zink- bzw. Silberplatten benutzt, während der Elektrolyt durch die Lösung des Chlorsilbers in Kochsalz- bzw. in Chlorzinklösung gebildet wird. Das erhaltene Silber wird in Graphittiegeln umgeschmolzen. Enthält das zu scheidende Gold Kupfer, so geht das letztere zum grössten Theile in das Silber über.

Die silberhaltigen Abfälle von den gedachten Prozessen werden auf chilenischen Mühlen gemahlen und dann amalgamirt.

Der Verlust an Gold bei dem gedachten Verfahren wird von Miller für 100 000 Theile Legirung (89 Theile Gold, 10 Th. Silber, 1 Theil unedle Metalle) auf 19 Theile (= 21 Hunderttausendstel), der Verlust an Silber für die gleiche Menge Legirung auf 240 Theile ($^{24}/_{1000}$) angegeben.

Das Verfahren der Scheidung durch Chlor wird in ökonomischer Hinsicht durch die Scheidung mit Schwefelsäure und durch die elektrolytische Scheidung übertroffen.

B. Die Goldscheidung auf nassem Wege.

Die Methoden der Goldscheidung auf nassem Wege sind die Scheidung mit Salpetersäure oder die Scheidung durch die Quart und die Scheidung mit Schwefelsäure oder die Affination. Königswasser wird nur als Hilfsmittel bei der Scheidung durch Schwefelsäure angewendet. Die Scheidung mit Salpetersäure findet wegen des hohen Preises dieser Säure nur noch ausnahmsweise statt.

Die Scheidung mit Salpetersäure.

Diese Art der Scheidung soll nach Albertus Magnus schon 1433 in Goslar in Anwendung gestanden haben.

Sie wurde früher allgemein benutzt, bis sie im Jahre 1802 durch die von D'Arcet eingeführte billigere Scheidung mit Schwefelsäure verdrängt wurde. Gegenwärtig steht sie nur noch an wenigen Orten (Münzen von Philadelphia und St. Francisco) in Anwendung.

Sie führt den Namen der „Scheidung durch die Quart“ oder der „Quartation“, weil man früher der Ansicht war, dass zum Gelingen derselben der Goldgehalt der Legirung nicht über $^1/_4$ (25 %) derselben

[1]) Dingler's Journ. Bd. 197 p. 55.

betragen dürfte. Pettenkofer hat indess nachgewiesen, dass die Scheidung auch dann noch gelingt, wenn das Verhältniss des Goldes zum Silber in der Legirung wie 1 zu $1^3/_4$ ist. Ist mehr Gold vorhanden, so bleibt Silber im Golde zurück. Legirungen, welche zu reich an Gold sind, müssen daher vor der Scheidung mit der erforderlichen Menge Silber zusammengeschmolzen werden.

Ist die Legirung zu arm an Gold, so lässt sich die Trennung zwar durchführen, jedoch erfordert sie einen hohen Verbrauch an Salpetersäure. Arme Legirungen reicherte man desshalb früher durch den oben beschriebenen Pfannenschmied-Prozess an Gold an.

Die Ausführung der Scheidung geschieht in Gefässen aus Glas, Steinzeug oder Platin.

Die Legirung darf ausser Silber und Gold keine anderen Metalle als Palladium, Kupfer und Blei enthalten. Bei Anwesenheit von Zinn, Antimon und Arsen muss es durch Schmelzen mit Oxydationsmitteln oder durch Cupellation mit Blei vor der Scheidung raffinirt werden.

Die Legirung wird granulirt und dann in Gefässen der gedachten Art mit Salpetersäure behandelt. Das Silber geht hierbei in Lösung, während das Gold im Rückstande verbleibt. Durch wiederholte Behandlung desselben mit Salpetersäure oder durch wiederholtes Kochen mit concentrirter Schwefelsäure lässt sich das noch bei demselben verbliebene Silber bis auf einen kleinen Rückhalt entfernen.

Die Silbernitratlösung kann man zur Trockne dampfen und Höllenstein gewinnen bzw. durch Glühen dieses Salzes metallisches Silber herstellen, oder man kann aus der Lösung mit Hülfe von Kochsalz Chlorsilber ausfällen und aus dem letzteren Silber herstellen.

Ueber die Scheidung durch Salpetersäure in der Fabrik von Johnson, Matthey & Co. zu Hatton Garden in London macht Percy[1]) die nachstehenden Mittheilungen.

Das erforderlichen Falles raffinirte Gold wird in Graphittiegeln mit soviel Silber zusammengeschmolzen, dass in der sich bildenden Legirung das Verhältniss des Goldes zum Silber wie 1 zu 3 ist. Die granulirte Legirung wird in Gefässen aus Steinzeug sowohl als auch aus Platin der Behandlung mit Salpetersäure unterworfen.

Die Platingefässe fassen je 41 Liter, besitzen einen Deckel aus Steinzeug und erhalten Einsätze von je 22,7 kg Granalien. Jedes Gefäss steht in einem besonderen Ofen. Die beim Erhitzen entweichenden sauren Dämpfe werden nach Möglichkeit in Condensationsräumen verdichtet. Die nicht condensirten Dämpfe werden unter die Feuerung geleitet. Die zur Auflösung benutzte Salpetersäure hat ein spec. Gewicht von 1,4 und wird mit dem gleichen Volumen Wasser verdünnt. Die Granalien werden 3 Mal mit Salpetersäure gekocht. Das erste Kochen

---

[1]) Silver and Gold p. 446.

dauert 4 Stunden; alsdann wird die Lösung abgegossen und mit frischer Salpetersäure 3 Stunden lang gekocht. Hieran schliesst sich noch ein zweistündiges Kochen mit einer weiteren Portion frischer Salpetersäure. Die letzte Portion Salpetersäure nimmt nur noch wenig Silber auf und wird daher zum Auflösen frischer Granalien benutzt.

Der Goldrückstand wird mit heissem Wasser gewaschen, getrocknet und dann in Graphittiegeln geschmolzen. Das geschmolzene Gold hat einen Feingehalt von 998 Tausendtheilen.

Aus der Silberlösung wird durch Kochsalz Chlorsilber niedergeschlagen. Das letztere wird mit heissem Wasser ausgewaschen und dann mit granulirtem Zink und mit schwefelsäurehaltigem Wasser behandelt, wodurch das Silber metallisch ausgeschieden wird. Das Silber wird gewaschen, getrocknet und geschmolzen. Sein Feingehalt beträgt 998 Tausendtheile.

In den Münzen von Philadelphia und St. Francisco ist die Scheidung durch Salpetersäure in einem gewissen Maasse mit der Scheidung durch Schwefelsäure vereinigt. Dieses Verfahren ist im Jahre 1866 durch A. Mason eingeführt worden[1]). Die Legirung wird so zusammengesetzt, dass 285 Theile derselben 100 Theile Gold enthalten. Dieselbe wird zuerst mit Salpetersäure behandelt, bis der Silbergehalt des Rückstandes auf 6 % heruntergegangen ist. Alsdann wird der letztere zwei Mal mit concentrirter Schwefelsäure gekocht, wodurch man Gold mit einem Feingehalt von 998 Tausendtheilen erhält.

Aus der Silbernitratlösung wird das Silber durch Kochsalz ausgefällt. Das erhaltene Chlorsilber wird durch Zink zu Silber reducirt.

Das an die gedachten Münzen abgelieferte Edelmetall[2]) wird, falls es nicht rein ist, zuerst raffinirt. Das Gold wird in hessischen Tiegeln, das Silber in Graphittiegeln eingeschmolzen. Antimon entfernt man aus dem Silber durch Umrühren des geschmolzenen Tiegelinhalts mit einer Eisenstange unter Zufügung von etwas Salpeter. Das Antimon wird hierdurch sehr rasch, gewöhnlich schon nach 2 bis 3 Minuten entfernt. Zinn wird aus dem Silber und Gold durch Zusatz von Pottasche oder von Salmiak entfernt, Eisen und Schwefel durch ein Gemenge von Salpeter und Sand, Blei durch Knochenasche und Salpeter, Arsen desgleichen durch Knochenasche und Salpeter.

Das Zusammenschmelzen von Gold und Silber oder die Inquartation erfolgt in Graphittiegeln. Die Legirung wird in Granalienform gebracht und dann in mit einer Glasur versehenen irdenen Gefässen, die in ein durch Dampf erhitztes Wasserbad gestellt werden, mit Salpetersäure behandelt. Die Gefässe besitzen je 0,533 bis 0,609 m Durchmesser und 0,533 bis 0,558 m Tiefe. Sie sind mit Handhaben versehen. Der Ein-

---

[1]) Egleston, Silver, Gold and Mercury, Vol. II. p. 698.

[2]) Egleston, l. c. p. 700.

z an Granalien beträgt 61 kg. Hierzu setzt man 57 kg Salpetersäure 1 40° B. Eine Bedeckung der Töpfe findet nicht statt. Um ein Zu- nmenbacken der Granalien zu verhüten, werden dieselben in Zeiträumen 1 je 20 Minuten durchgerührt. Nach 12stündigem Kochen und darauf gendem 12stündigem Stehenlassen wird die gebildete Silbernitratlösung rch Wasser verdünnt und durch einen Heber aus Gold abgezogen. Man :zt zu dem Goldrückstande 34 kg frische Salpetersäure, kocht von uem 12 Stunden und lässt wieder 12 Stunden stehen. Dann zieht man e Säure ab und benutzt sie, da sie nur wenig Silber enthält, zum Lösen uer Mengen von Granalien.

Der Goldrückstand wird auf einem Filter mit heissem Wasser aus- waschen und dann zweimal mit concentrirter Schwefelsäure gekocht. as Kochen geschieht in Kesseln aus Gusseisen von 0,558 m Durchmesser n oberen Ende und 0,305 m Tiefe. Dieselben werden mit Anthracit- hle geheizt und sind mit einem conischen Bleihut bedeckt, welcher an inem oberen Ende in ein Bleirohr endigt. Um die im Kessel befind- hen Massen umrühren zu können, hat der Hut eine seitliche Oeffnung, elche durch ein auf dieselbe gelegtes Bleiblech verschlossen werden kann. as Gold wird zweimal je $1\frac{1}{2}$ Stunden lang mit Schwefelsäure von 66° B. kocht. Jede Portion Schwefelsäure wiegt $14\frac{1}{2}$ kg. In Zwischenräumen on je 10 bis 15 Minuten werden die Massen durchgerührt, um ein Zu- ımmenbacken derselben zu verhüten. Nach dem zweiten Kochen hat as Gold eine Feine von 996 bis 998 Tausendtheilen. Durch ein drei- aliges Kochen kann der Feingehalt auf $999\frac{1}{2}$ gebracht werden. Das old wird auf einem Filter ausgewaschen, getrocknet und dann ge- hmolzen.

Aus der Silbersulfatlösung wird durch Verdünnen derselben Silber- ılfat niedergeschlagen.

Die Silbernitratlösung wird in Holzgefässen mit Kochsalzlauge be- andelt, welche das Silber als Chlorsilber niederschlägt. Das letztere ird durch Filtration von der Flüssigkeit getrennt, mit kaltem Wasser usgewaschen und dann durch granulirtes Zink reducirt. Die Reduction eschieht unter Zusatz von Schwefelsäure in mit Blei ausgeschlagenen efässen. Auf 3 Theile Chlorsilber[1]) verbraucht man 1 Theil Zink und $\frac{1}{2}$ Theile Schwefelsäure von 60° B. Das Silber wird auf Tuchfiltern it heissem Wasser ausgewaschen, in hydraulischen Pressen gepresst, in fannen aus Kesselblech getrocknet, geschmolzen und schliesslich in arren gegossen.

Das Gold wird ohne vorgängiges Pressen getrocknet, geschmolzen nd in Barren gegossen.

---

[1]) Percy, l. c. p. 444.

Nach der Theorie sind zur Auflösung von 216 Th. Silber 196 Th. Schwefelsäure von 66° B. erforderlich. In Wirklichkeit wendet man aber auf 1 Th. Silber 2 bis $2^1/_2$ Th. Säure an. Ein Ueberschuss an Säure ist erforderlich, um das Silbersulfat in Lösung zu erhalten und um eine kräftige Auflösung des Silbers zu bewirken, sowie um andere in der Legirung enthaltene Metalle in Sulfate zu verwandeln.

Platin, Osmium und Iridium bleiben bei dem Golde zurück, während Palladium durch Schwefelsäure etwas angegriffen wird. Bei Anwesenheit grösserer Mengen von Silber wird auch dieses Element nicht angegriffen.

Kupfer wird durch die Schwefelsäure in Kupfersulfat verwandelt. Das letztere löst sich in concentrirter Schwefelsäure nur sehr wenig auf und bleibt daher zum grössten Theile als weisses Anhydrid beim Goldschlamm. Da das Anhydrid Theile der Legirung einhüllt, so wird die Auflösung der letzteren durch dasselbe erschwert und die Scheidung erfordert eine grössere Menge Schwefelsäure.

Beim Erkalten der heissen Silberlösung wird das in geringer Menge in derselben aufgelöste Kupfersulfat vollständig ausgeschieden. Nach Roessler bedürfen Legirungen, welche über 10 % Kupfer enthalten, vor der Scheidung einer Entfernung des Kupfers. Am besten geeignet hierfür ist die von Roessler angegebene, weiter unten angeführte Methode.

Blei erweicht bei der für die Scheidung erforderlichen Temperatur und die einzelnen Theile desselben backen zusammen. Es lässt sich daher durch kochende concentrirte Schwefelsäure nur schwierig in Sulfat überführen. Ist es mit Silber legirt, so ist die Verwandlung desselben in Sulfat weniger schwierig. Da das Bleisulfat in heisser Schwefelsäure nur wenig, in kalter aber noch viel weniger löslich ist, so scheidet es sich als weisses Pulver mit dem Goldschlamm ab. Beim Verdünnen der Lösung mit Wasser wird das von der Säure aufgelöste Blei vollständig ausgeschieden.

Zinn löst sich theils auf, theils verbleibt es beim Rückstande, welchem letzteren es eine purpurrothe Farbe verleiht.

Zink ist durch die heisse concentrirte Säure nur schwierig in Sulfat zu verwandeln, welches letztere sich in der concentrirten Säure nicht löst und daher im Goldschlamm verbleibt.

Eisen wird bei Anwendung gusseiserner Kessel zum Lösen allmählich in Ferrosulfat verwandelt. Dasselbe ist als wasserfreies Salz in der concentrirten Säure unlöslich und verbleibt daher beim Goldschlamm.

Graues Gusseisen wird durch Schwefelsäure erheblich stärker angegriffen als weisses Gusseisen. Erfahrungsmässig wird die Wirkung der Schwefelsäure auf das Eisen durch Anwesenheit von Kupfer in der Legirung beschränkt.

Der gesammte Prozess der Goldscheidung mit Schwefelsäure umfasst nun die nachstehenden Operationen:

1. Die Herstellung einer für die Scheidung geeigneten Legirung bzw. das Granuliren derselben.
2. Das Auflösen des Silbers aus der Legirung mit Hülfe von Schwefelsäure.
3. Die Verarbeitung des goldhaltigen Rückstandes auf Gold.
4. Die Verarbeitung der Silbersulfatlösung auf Silber.

1. Die Herstellung einer für die Scheidung geeigneten Legirung bzw. das Granuliren derselben.

Verunreinigungen, welche schon in geringen Mengen einen nachtheiligen Einfluss auf die Dehnbarkeit des Goldes, sowie auf die guten Eigenschaften des Silbers ausüben, wie Blei, Wismuth, Zinn, Antimon, Arsen, Tellur, sind nach Möglichkeit schon vor der Scheidung durch Schmelzen der Legirung mit Oxydationsmitteln (Luft, Salpeter, Silbersulfat) aus derselben zu entfernen. Hierbei lässt es sich aber nicht umgehen, dass sehr geringe Mengen dieser Körper in der Legirung zurückbleiben und erst nach der Scheidung aus dem Gold bzw. Silber entfernt werden müssen.

Die Entfernung der gedachten Körper vor der Scheidung geschieht bei goldhaltigem Silber in der nämlichen Weise, wie es beim Feinbrennen des Silbers dargelegt ist. Aus silberhaltigem Gold lassen sich die gedachten Körper durch Schmelzen mit Salpeter entfernen. Besser ist es, das Gold mit einer entsprechenden Menge Silber zusammen zu schmelzen und die Legirung dann wie goldhaltiges Silber zu behandeln.

Kupfer wirkt nur dadurch nachtheilig, dass es beim Behandeln der Legirung mit Schwefelsäure wasserfreies Kupfersulfat bildet, welches Theile der Legirung einhüllt und dadurch die Scheidung erschwert, sowie den Schwefelsäureverbrauch erhöht. Uebersteigt der Kupfergehalt der Legirung 10 %, so ist die Scheidung nicht mehr vortheilhaft ausführbar. In diesem Falle muss der Kupfergehalt vermindert oder ganz entfernt werden.

Eine Verminderung des Kupfergehaltes lässt sich durch Zusammenschmelzen der Legirung mit kupferfreiem Silber erzielen. Hierdurch werden aber die Scheidekosten wieder entsprechend erhöht.

Es ist daher vortheilhafter, das Kupfer nach dem Verfahren von Roessler aus der Legirung zu entfernen. Dasselbe besteht darin, die Legirung mit einem Ueberschuss von Schwefel im Tiegel zusammenzuschmelzen, wodurch das Kupfer und ein Theil des Silbers geschwefelt werden, und dann Luft auf die geschmolzenen Massen zu leiten, wodurch der grösste Theil des Schwefelsilbers entschwefelt wird, während das Kupfer mit wenig Silber an Schwefel gebunden bleibt. Man erhält auf diese Weise einen aus Gold und Silber bestehenden König und darüber eine noch einen Theil des Silbers enthaltende Schicht von Schwefelkupfer. Durch Einschmelzen dieser Schicht in einem zweit

egel und durch Aufblasen von Luft auf die geschmolzenen Massen hält man einen aus Kupfer und Silber bestehenden König, aus elchem das Silber durch Elektrolyse, durch Behandlung der Legirung mit rdünnter Schwefelsäure oder durch Verbleien derselben leicht gewonnen erden kann.

Die bei dem gedachten Verfahren entbundene Schweflige Säure kann it Hülfe eines Körting'schen Injectors durch eine Condensationskammer führt und dadurch unschädlich gemacht werden, dass man sie in wässrige lüssigkeiten führt, welche Kupfer oder silberhaltiges Kupfer enthalten. as Kupfer wird in diesem Falle allmählich in Kupfersulfat verwandelt, ährend etwa in demselben vorhandenes Silber zurückbleibt.

Auf der Scheide-Anstalt in Frankfurt a. Main werden 300 kg chwefelmetalle in einem Graphittiegel, welcher in einen mit Koks geeizten Windofen eingesetzt wird, in der gedachten Art behandelt.

Von den Metallen der Platingruppe machen Osmium-Iridium und Iridium las Gold brüchig, während Platin die Ductilität des Goldes erst beeinträchtigt, wenn es in grösserer Menge vorhanden ist, dagegen das Zurückbleiben von Silber beim Golde bewirkt.

In der Münze zu New-York[1]) wird Gold, welches Osmium-Iridium enthält, in Tiegeln mit dem vier- bis fünffachen Gewichte an reinem Silber zusammengeschmolzen. Die geschmolzene Masse lässt man $\frac{1}{2}$ Stunde lang ruhig im Feuer stehen, wodurch sich die schwereren Platinmetalle auf den Boden setzen.

Man giesst nun die Legirung aus, bis der im Tiegel verbleibende Theil derselben dickflüssig zu werden beginnt. Der zurückbleibende König ist Silber, welches die sämmtlichen Platinmetalle enthält. Ein etwaiger Goldrückhalt wird durch nochmaliges Umschmelzen desselben mit Silber und Absetzenlassen der Platinmetalle entfernt.

Da dieses Verfahren die Scheidekosten erheblich erhöht, so entfernt man die Platinmetalle, welche bei der Scheidung beim Gold verbleiben, aus dem letzteren erst nach der Scheidung mit Hülfe von Königswasser oder mit Hülfe der Elektrolyse. Platin allein lässt sich auch aus dem Golde durch Schmelzen des letzteren mit Salpeter entfernen. Hierbei geht es als Platinoxyd-Kali in die Schlacke.

Nach dem Reinigen der Legirung auf die vorgedachte Art erfolgt das Granuliren der geschmolzenen Masse. Hierbei ist zu bemerken, dass auf einigen Werken in den Vereinigten Staaten von Nord-Amerika ein Granuliren der Legirung überhaupt nicht stattfindet, sondern dass dieselbe in dünnen Platten der Behandlung mit Schwefelsäure unterworfen wird.

Ist eine Reinigung der Legirung vor der Scheidung nicht erforderlich, so wird sie einfach eingeschmolzen und granulirt. In vielen Fällen hat indess die Legirung nicht die für eine vortheilhafte Scheidung

[1]) Egleston, l. c., pag. 751.

erwünschte Zusammensetzung. Man schmilzt daher an Orten, wo goldreiche bzw. silberarme und silberreiche bzw. goldarme Legirungen zur Verfügung stehen, dieselben in solchen Mengen zusammen, dass die neue Legirung ein für die Scheidung günstiges Verhältniss zwischen Gold und Silber zeigt. Beispielsweise schmilzt man auf der Münze zu Kremnitz in Ungarn die Legirungen so zusammen, dass das Scheidegut $^{9}/_{10}$ Silber und $^{1}/_{10}$ Gold enthält. Auf der Münze zu New-York[1]) wird das Zusammenschmelzen von Gold und Silber, die sogen. Inquartation, derartig eingerichtet, dass in dem Scheidegut, je nach dem Kupfergehalte der Legirungen, auf 1 Theil Gold 2 bis 4 Theile Silber enthalten sind und dass der Kupfergehalt desselben 6% womöglich nicht übersteigt. Unter keinen Umständen darf der Kupfergehalt 10% vom Gewichte der Legirung übersteigen. Auf den Assaying und Refining Works bei St. Francisco wurden silberhaltige Goldbarren aus Californien so inquartirt, dass in dem Scheidegut 2 Th. Gold auf 3 Th. Silber enthalten waren. Mit der Inquartation ist das Granuliren der erhaltenen Legirung verbunden.

Die Herstellung des Scheidegutes durch Raffiniren, durch Umschmelzen zum Zwecke des Granulirens oder durch Inquartation geschieht gewöhnlich in Graphittiegeln, welche in einen Windofen eingesetzt sind. Nur das Raffiniren der goldhaltigen Blicksilber geschieht, wie im Silber dargelegt ist, häufig in Flammöfen oder in seltenen Fällen unter der Muffel.

Die Windöfen, in welchen die Herstellung des Scheidegutes bewirkt wird, werden entweder durch Koks oder durch Leuchtgas geheizt. Am zweckmässigsten besitzen sie einen kreisförmigen Horizontalquerschnitt und lassen nur wenig Raum für den Brennstoff zwischen Tiegel und Ofenwandung. Die Höhe derselben vom Boden bis zur Einsetzöffnung beträgt gegen 900 mm, die Höhe des Ofenschachtes vom Roste an gegen 450 mm. Sie erhalten am besten Aussenwandungen aus Gusseisen, welche das aus Ziegeln aufgeführte feuerfeste Futter des Ofens umfassen.

Die Tiegel erhalten eine Fassungskraft bis 600 kg Legirung. Beispielsweise betragen die Einsätze für das Raffiniren des goldhaltigen Blicksilbers in mit Koks geheizten Windöfen zu Lautenthal 350 kg, auf der Münze zu Schemnitz für Inquartation und Granuliren 500 kg, während man in den Vereinigten Staaten (Münze zu New-York) zum Zwecke des Granulirens der Legirung 72 bis 73 kg derselben einsetzt.

Das Granuliren der Legirung besteht darin, dass man dieselbe aus den Flammöfen sowohl wie aus den Tiegeln ausschöpft und in einem dünnen Strahle in kaltes Wasser, welches mit einem Holzstabe bewegt wird, eingiesst. Das Wasser befindet sich in einem kupfernen Kessel. Derselbe hat zur Erleichterung des Umrührens einen mit einer Oeffnung versehenen, lose liegenden, abhebbaren Boden über dem eige

[1]) Egleston, l. c. p. 750.

oden. Durch die Oeffnung im oberen Boden fallen die Granalien auf en eigentlichen Boden. Der Brennstoffverbrauch beträgt 40 bis 60% om Gewichte der Legirung an Koks.

Die Granalien werden vor der Behandlung mit Schwefelsäure auf eheizten Eisenplatten oder in kupfernen Pfannen getrocknet.

2. Das Auflösen des Silbers aus der Legirung mit Hülfe von Schwefelsäure.

Das Auflösen des Silbers aus der Legirung, welche entweder die estalt von Granalien oder von dünnen Platten besitzt, geschieht grund- ätzlich in Gefässen aus Gusseisen. Gefässe aus Porzellan finden nur eim Scheiden sehr kleiner Mengen von Legirung Anwendung. Früher at man auch Gefässe aus Platin angewendet. Dieselben sind indess egen ihres hohen Preises und wegen der allmählichen Einwirkung der chwefelsäure auf das Platin durch Gusseisen-Gefässe verdrängt worden.

Die Gusseisen-Kessel stellt man am besten aus weissem Eisen er, weil dasselbe durch Schwefelsäure erfahrungsmässig weniger angegriffen ird als Eisen, welches Kohlenstoff ausgeschieden enthält, also graues Roh- isen. Durch einen Gehalt an Silicium und Phosphor wird die Wider- tandsfähigkeit des Eisens gegen Schwefelsäure erhöht. Bei Abschluss der uft können derartige Kessel mehrere Jahre halten. Da Kupfer die Ein- irkung der Schwefelsäure auf das Eisen abschwächt, so bringt man auf inigen Scheideanstalten während der Lösung Kupfer in den Kessel.

Die Kessel macht man so gross, dass sie 100 bis 500 kg Legirung assen können. Beispielsweise setzt man in Freiberg 400 bis 500 kg, in autenthal 200 kg, in Kremnitz 250 kg, bei Balbach in Newark 250 kg, uf der Staatsmünze in New-York 136 bis 182 kg, je nach der Reinheit ler Legirung, ein. Der Kessel in Freiberg ist 1 m weit und 1 m tief, in Kremnitz von gleichen Abmessungen, in Lautenthal 84 cm weit und tief, n New-York 114 cm weit und 66 cm tief. Die Dicke des Eisens beträgt egen 0,038 bis 0,045 m.

Unter dem Kessel befindet sich eine Schüssel oder Platte aus Guss- isen, welche bei etwaigem Reissen des Kessels den flüssigen Inhalt des- elben auffängt und in einen vor dem ersteren in der Sohle angebrachten Bleikasten abführt.

Die Einmauerung des Kessels zu Lautenthal, die Feuerung und lie Feuerzüge sowie die Einrichtung zum Auffangen der durchgegangenen Flüssigkeiten sind aus den Figuren 561 und 562 ersichtlich. A ist der Lösekessel. d ist eine Gusseisenplatte zur Abführung der durchgegangenen Flüssigkeiten in den Sammelkasten S. B ist ein Kessel zur Aufnahme ler im Kessel A gebildeten Silberlösung. P ist ein kleiner Kessel zum Aufkochen des Goldschlamms.

Die Kessel werden durch Bleihauben, Bleideckel oder durch mit

Blei überzogene Holzdeckel verschlossen, in welchen Oeffnungen zum Einführen der Legirung und der Schwefelsäure sowie mit einem Bleirohr verbundene Oeffnungen zum Ableiten der Schwefligen Säure angebracht sind. Die Oeffnung zum Einführen der Legirung dient auch zum Umrühren der im Kessel befindlichen festen Massen, zum Ausschöpfen der Silberlösung und zur Entfernung des Goldschlamms. Auf der Münze zu New-York sind die Kessel durch halbkugelförmige Hauben aus Blei bedeckt, welche innen mit eisernen Verstärkungsrippen versehen sind. Sie besitzen gleichfalls die erwähnten Oeffnungen und stehen durch einen hydraulischen Verschluss mit einem Bleirohr zur Abführung der Dämpfe in Verbindung.

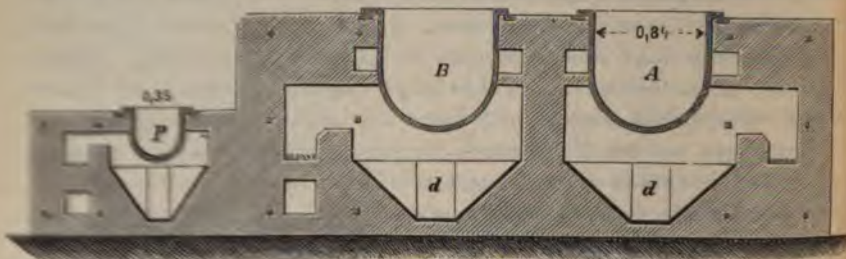


Fig. 561.

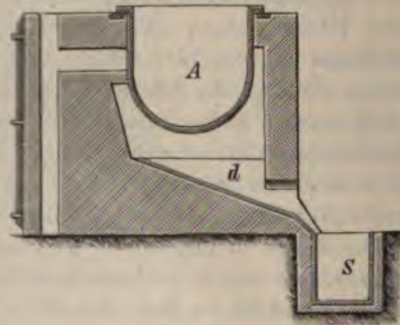


Fig. 562.

Die bei der Scheidung entwickelten sauren Dämpfe gelangen zuerst in eine Condensationskammer, in welcher sich mitgerissene Silbersulfattheilchen niederschlagen, und aus dieser in die verschiedensten Vorrichtungen zur Unschädlichmachung der Schwefligen Säure. Die letztere wird entweder in Bleikammern auf Schwefelsäure verarbeitet oder in mit nassen Koks gefüllten Bleithürmen aufgefangen (New-York), oder in dem Roessler'schen Apparat zur Auflösung von Kupfer aus Kupfer-Silberlegirungen benutzt (Frankfurt a. M.) oder in einen mit Eisenabfällen beschickten Bleithurm geleitet, in welchem Wasser heruntertropft (Freiberg). Man erhält bei diesem letzteren, von Winkler angegebenen Verfahren eine schwefelsaures und hydroschwefligsaures Eisenoxydul enthaltende Lauge,

che durch Kochen mit Wasserdampf in Ferrosulfat verwandelt wird. rbei scheidet sich Schweflige Säure, welche in den Thurm zurückührt wird, und Schwefel aus.

Ein directes Einführen der Schwefelsäure und Schweflige Säure enttenden Dämpfe in Essen kann nur da stattfinden, wo Klagen über uchbelästigung der Umgebungen der Scheideanstalten ausgeschlossen sind.

Lösegefässe aus Porzellan wendet man an, wenn nur kleine ngen von Legirung zu verarbeiten sind, wie z. B. zu Oker im Harz, der Einsatz nur 6 bis 7 kg beträgt. Die Arbeit in denselben ist nlich und nur mit geringen mechanischen Verlusten verbunden.

Die Einrichtung eines Löse-Apparates mit Lösegefäss aus Porzellan,

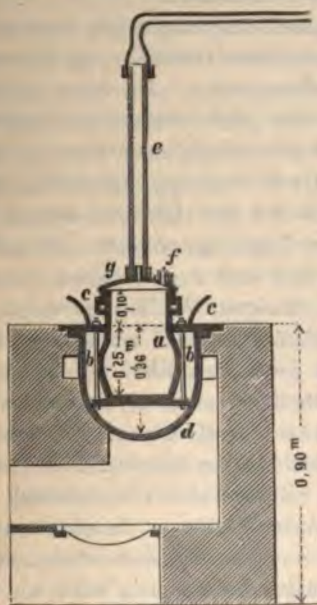


Fig. 563.

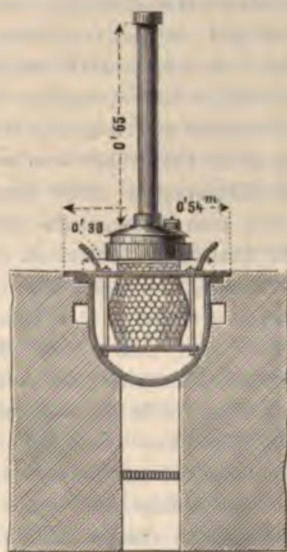


Fig. 564.

e er zu Oker im Unterharz in Anwendung steht, ist aus den Figuren 3 und 564 ersichtlich.

a ist das mit Einsätzen von 6,25 kg besetzte 34 cm hohe Porzellansegefäss. Dasselbe hat im weitesten Theile 34 cm D., am unteren Ende und am oberen Ende 23,5 cm. Es ist zur Verhütung des Zerspringens t einem Netz aus Eisendraht versehen und erhält eine aus einem Genge von Lehm und Hammerschlag zusammengesetzte Umhüllung. Das segefäss steht in einem mit Handhaben c versehenen Eisengerippe b, lches seinerseits wieder in den durch eine Rostfeuerung erhitzten Gussen-Kessel d eingesetzt wird. Es wird durch einen mit Wasserverschluss rsehenen Deckel g verschlossen. In dem Deckel befindet sich eine

Blei überzogene [illegible] das Porzellanrohr e zum Einführen der Legirung [illegible] ungen besitzen hydraulische bundene Oeffnungen [illegible] oberen Ende durch einen sind. Die Oeffnung [illegible]. der im Kessel befin[illegible] entweder in der Form von und zur Entfernung [illegible] bach in Newark, St. Fransind die Kessel [illegible] nach Gutzkow (Dingl. Journ., innen mit eisernen [illegible], dass man bei der Lösung die falls die erwähnten [illegible] geringem Maasse auftretenden Auf-Verschluss mit [illegible] kann, so dass der Prozess [illegible] Granalien, welche letzteren ein [illegible] veranlassen.



[illegible] Kessel eingetragen ist, setzt man die [illegible] vom Gewichte der ersteren be-[illegible] Temperatur. Da beim Lösen von [illegible] und eine stürmische Entwicklung [illegible] man häufig die Säure nicht auf [illegible]. Ist die Legirung kupferhaltig, so muss [illegible] damit das sich bildende und zu Boden [illegible] der Legirung einhüllt. Je nach der [illegible] Legirung sind zum Auflösen des Silbers [illegible]. Nach erfolgter Auflösung, welche man [illegible] Geräusch mehr vernehmbar ist und [illegible] kessel gesteckten Eisenstab keine harten [illegible], überlässt man die Lösung auf den [illegible] Abkühlung und Klärung. Es setzen sich [illegible] freien Sulfate von Kupfer, Eisen und Blei [illegible] hohem Silbergehalte eine schwach grüne, [illegible] bräunliche Färbung. In manchen Fällen [illegible]. Dieselbe rührt von Silbersulfat, welches [illegible] Abkühlung ausgeschieden hat, oder von in der [illegible] Ferrosulfat oder Bleisulfat her.

[illegible] abgekühlte Flüssigkeit wird bei Anwendung [illegible] eisernen oder kupfernen Löffeln in einen zweiten [illegible] Bleikasten ausgeschöpft oder durch Bleiheber [illegible].

[illegible] Scheideanstalten (in Frankreich und England) zieht man [illegible] ohne vorgängige Klärung durch einen Platinheber [illegible] welches eine gewisse Menge Wasser enthält. In diesem [illegible] durch eingeleiteten Dampf zum Kochen erhitzt, [illegible] gelöst werden, während sich das Gold absetzt. Nach [illegible] des Goldes wird die Flüssigkeit abgezogen. Bei Anwendung [illegible] wird die Silberlösung in Bleigefässe abgegossen.

Die Verarbeitung der Silberlösung auf Silber ist weiter unten dargelegt.

Der Brennstoffverbrauch ist verschieden je nach der Dauer der ösung. Beispielsweise beträgt er in Kremnitz beim Lösen von 250 kg ranalien mit 10 % Gold 2 bis 3 cbm Holz.

3. Die Verarbeitung des Rückstandes auf Gold.

Der goldhaltige Rückstand enthält noch Silber und wird desshalb m Lösegefässe oder in kleineren Kesseln einem wiederholten (bis siebenaligen) Aufkochen mit concentrirter Schwefelsäure unterworfen. Dann wird er zur Entfernung der wasserfreien Sulfate mit Wasser gekocht. An manchen Orten (Lautenthal) wird er alsdann zur Entfernung weiterer Antheile von Silber nochmals in kleinen Kesseln aus Gusseisen aufgekocht. Es ist indess nicht möglich, dem Rückstande durch Schwefelsäure alles Silber zu entziehen (nach Pettenkofer bleiben noch einige Procente Silber im Golde zurück). Soll ein silberfreies Gold hergestellt werden, so kann man in die geschmolzene Legirung Chlor einleiten, wie bereits bei der Goldscheidung auf trockenem Wege dargelegt worden ist (Sydney), oder man kann das Gold mit Natrium- oder Kaliumbisulfat schmelzen (Freiberg) oder man kann das Gold in Königswasser auflösen, wobei das Silber als unlösliches Chlorsilber zurückbleibt, und aus der Lösung das Gold durch Ferrosulfat oder durch Eisenchlorür niederschlagen (Lautenthal, Frankfurt a. M.).

Durch das Einleiten von Chlorgas in das flüssige Gold werden, wie schon oben des Näheren dargelegt ist, Silber und sonstige Metalle als Chlorverbindungen ausgeschieden.

Kaliumbisulfat und Natriumbisulfat verwandeln in der Schmelzhitze das Silber im Golde in Sulfat. Das letztere kann durch Auskochen der Masse mit Schwefelsäure und darauf mit Wasser ausgelaugt werden. Man mengt gewöhnlich das trockene, pulverförmige Gold mit $^1/_4$ seines Gewichtes calcinirtem Glaubersalz, bringt das Gemenge in einen Kessel aus Gusseisen und setzt portionenweise englische Schwefelsäure (auf 10 Th. Salz 6 bis $6^1/_2$ Th. englische Schwefelsäure) zu. Nach dem Zusatze der ersten Portion Schwefelsäure erhitzt man den Kessel so stark, dass die in demselben befindliche Masse in Fluss kommt. Sobald keine sauren Dämpfe mehr entweichen, setzt man eine weitere Portion Schwefelsäure zu und kocht wieder einige Zeit. Schliesslich kocht man mit einer grossen Menge Schwefelsäure. Durch dieses Verfahren lässt sich das Gold auf einen Feingehalt von 998 Tausendtheilen bringen.

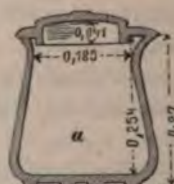
Das reinste Gold, welches vollständig frei von Silber ist, erhält man, wenn man nach dem Verfahren von Roessler das mit Schwefelsäure ausgekochte Gold in einem Porzellangefässe mit Königswasser behandelt, welches das Gold auflöst, während das Silber als Chlorsilber und etwa vorhandenes Osmium-Iridium unlöslich bleiben und durch Filtriren von der Goldlösung getrennt werden. Aus der Goldlösung wird das Gold durch Eisenvitriol oder Eisenchlorür ausgeschieden und nach

dem Trocknen mit Borax in einem Tiegel geschmolzen. Man erhält durch dieses Verfahren Gold mit 999,4 bis 999,9 Tausendtheilen Feingehalt.

In Lautenthal werden 200 kg goldhaltige Silbergranalien mit 400 kg Schwefelsäure von 66° B. in den oben abgebildeten Gusseisenkesseln 10 bis 12 Stunden lang gekocht. Nach dem Abkühlen der Silbersulfatlösung wird dieselbe ausgeschöpft. Der goldhaltige Rückstand wird nach jeder vierten Lösung entfernt, so dass er das Gold von 800 kg Granalien darstellt. Nach vorgängigem Aufkochen mit concentrirter Schwefelsäure wird er zur Entfernung der wasserfreien Sulfate in einem Bleikasten unter Zuleitung von Dampf mit Wasser gekocht. Darauf wird er zur Entfernung von Silber in einem kleinen Gusseisenkessel mehrere Male mit concentrirter Schwefelsäure gekocht. Das Gold hat jetzt einen Feingehalt von 920 Tausendtheilen. Dasselbe wird nach gehörigem Auswaschen in einem Porzellangefässe von der in Fig. 565 dargestellten Gestalt in Königswasser aufgelöst. Die Lösung wird von dem hauptsächlich aus Chlorsilber bestehenden Niederschlage abfiltrirt und in einem Porzellangefässe von der



Fig. 565.



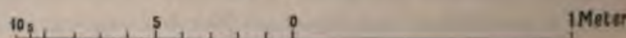


Fig. 566.

in Figur 566 abgebildeten Gestalt mit Eisenchlorür auf dem Sandbade erwärmt. Die Beendigung der Ausfällung des Goldes erkennt man an der lebhaften Entwicklung von Salpetergasen, welche durch die Einwirkung von überschüssigem Eisenchlorür auf die Salpetersäure entstehen.

Das ausgefällte Gold wird so lange mit heissem Wasser ausgewaschen, bis in dem Waschwasser kein Eisen mehr nachzuweisen ist. Dann wird es in einer Porzellanschaale getrocknet und in einem hessischen Tiegel mit Pottasche und Mehl geschmolzen. Je drei der hierbei erhaltenen Goldkönige (von gegen je 1,5 kg Gewicht) werden in Graphittiegeln zusammengeschmolzen und dann in Barrenform gegossen.

Das Chlorsilber wird nochmals mit Königswasser gekocht und dann durch Eisen und Schwefelsäure reducirt.

In der Flüssigkeit, welche vom Goldniederschlage abfiltrirt ist, bleiben die Platinmetalle zurück.

In Freiberg[1]) werden 400 bis 500 kg Granalien in gusseisernen Kesseln mit der doppelten Menge Schwefelsäure 8 bis 12 Stunden behandelt. Nach 10 bis 12stündigem Abkühlen wird die Silbersulfatlösung ausgeschöpft, ein neuer Einsatz zu dem Goldrückstande zugesetzt und dann in gleicher Weise mit Schwefelsäure gekocht. Der goldhaltige Rückstand von 2 bis 3 Lösungen wird in einem mit Blei gefütterten Holzkasten mit Wasser unter Zuleitung von Dampf gekocht, dann in einem kleinen gusseisernen Kessel noch 2 Male mit Schwefelsäure aufgekocht, in einer Porzellanschüssel mit Wasser ausgewaschen, auf einer Graphitscheibe getrocknet und darauf in einem Gusseisentiegel (von 470 mm Höhe, 262 mm oberem Durchmesser und 13 mm Wandstärke) mit Natriumbisulfat in Mengen von je 2 kg Goldstaub und 4 kg Natriumbisulfat 2 bis 3 Stunden lang geschmolzen. Die Schmelze, welche eine gelbgrüne oder bräunliche Farbe besitzt, wird auf eine Eisenplatte geschüttet und nach dem Erkalten in Porzellangefässen mit heissem Wasser ausgewaschen. Das zurückgebliebene Gold wird auf einer Graphitscheibe getrocknet, darauf zur Entfernung weiterer Verunreinigungen und des Platins in Mengen von 3 bis 4 kg mit $^1/_2$ bis $^1/_3$ % Salpeter in Graphittiegeln 5 bis 6 Stunden langsam erhitzt und dann 5 bis 6 Stunden lang geschmolzen. Man erhält einen von Platin freien König, welcher in Graphittiegeln umgeschmolzen und dann in eiserne Formen ausgegossen wird. (Das Platin wird durch den Salpeter in Platinoxydkali verwandelt, welches in die Schlacke geht). Der Feingehalt desselben beträgt 997 bis 998 Tausendtheile. Die beim Schmelzen des Goldes mit Natriumbisulfat sowohl wie mit Salpeter erhaltenen Schlacken sind platinhaltig. Dieselben werden mit Glätte und Kohle auf platinhaltiges Blei verschmolzen, welches letztere abgetrieben wird. Der hierbei erhaltene König wird mit Königswasser behandelt, welches das Platin auflöst. Aus dieser Lösung wird es als Platinsalmiak niedergeschlagen und durch Ausglühen des letzteren gewonnen.

Auf der Münze zu Kremnitz in Ungarn werden 250 kg Granalien mit 500 kg Schwefelsäure von 66° B. 4 bis 5 Stunden lang in gusseisernen Kesseln gekocht. Der so erhaltene Goldschlamm wird nach $1^1/_2$stündigem Aufkochen mit frischer Schwefelsäure (56 kg) von 66° B. im Lösegefässe in kleineren Kesseln aus Gusseisen von 58 cm Durchmesser und 55 cm Tiefe je nach seiner Reinheit noch 2 bis 5 Male mit Schwefelsäure aufgekocht. Auf 70 kg Goldschlamm setzt man 14 bis 15 kg Schwefelsäure von 66° B. Die Dauer eines Aufkochens beträgt 4 bis 5 Stunden. Der Brennstoffverbrauch hierbei ist halb so gross wie beim Lösen der Granalien. (Beim Lösen beträgt er 2 bis 3 cbm Holz auf 250 kg Granalien).

[1]) Ann. des Mines 1875 T. 7, pag. 339. B.- und H.-Ztg. 1871, S. 247. Freibergs Berg- und Hüttenwesen 1893, pag. 333.

Der aufgekochte Goldschlamm wird zur Entfernung der wasserfreien Sulfate in Steingutgefässen, welche auf ein Sandbad gesetzt sind, mit Wasser gekocht.

Alsdann wird er zur Entfernung metallischen Bleis sowie zur Entfernung weiterer Theile von Silber in Steingutgefässen von 30 cm Höhe und 50 cm Weite i. L. einem wiederholten Auskochen mit verdünnter Salpetersäure unterworfen.

Der so behandelte Goldschlamm wird ausgewaschen, dann in Mengen von je 70 kg in Tiegeln, welche in Windöfen eingesetzt sind, getrocknet und schliesslich bis zum Sintern erhitzt, wodurch ein Verstäuben beim Zusammenschmelzen des Goldes verhütet wird.

Das gesinterte Gold wird in Einsätzen von 50 bis 100 kg in Graphittiegeln unter einer Boraxdecke und unter Zusatz von Salpeter geschmolzen. Enthält das Gold noch Spuren von Blei, so setzt man zur Entfernung des letzteren Kupferchlorid zu. Beim Schmelzen verbraucht man auf 60 kg Gold 40 bis 50 kg Koks.

Der Feingehalt des so gewonnenen Goldes beträgt 995 Tausendtheile.

In der Münze der Vereinigten Staaten zu New-York wird die Legirung in Einsätzen von 136 bis 182 kg in Kesseln aus Gusseisen von 114 cm Weite und 66 cm Tiefe mit Schwefelsäure, welche in 2 Portionen zugesetzt wird, gekocht. Der erhaltene Goldschlamm wird zur Entfernung des Silbers noch 7 Male in Gusseisenkesseln von der nämlichen Grösse wie der Lösekessel aufgekocht. Nach dem fünften Aufkochen erfolgt ein Kochen mit heissem Wasser, ebenso nach dem siebenten Aufkochen. Schliesslich wird das Gold noch auf einem Tuchfilter ausgewaschen. Das so behandelte Gold hat einen Feingehalt von 996 bis 998 Tausendtheilen. Ist es grobkörnig, so wird es getrocknet und in Graphittiegeln geschmolzen. Ist es feinkörnig, so wird es erst in einer hydraulischen Presse gepresst, dann getrocknet und schliesslich in Graphittiegeln geschmolzen. Zum Weichmachen setzt man beim Schmelzen Salpeter und Knochenasche zu.

Auf dem Werke von Balbach in Newark wird die zu scheidende Legirung in dünne Platten gegossen. Man setzt 250 kg Platten in die gusseisernen Lösekessel ein und löst das Silber in concentrirter Schwefelsäure auf. Der zurückbleibende Goldschlamm, welcher gegen 1 % vom Gewichte der Legirung ausmacht, wird mit etwas Silber zusammengeschmolzen und dann durch Salpetersäure geschieden. Legirungen, welche platinhaltig sind (aus Anodenschlämmen von der Elektrolyse gewisser Kupfersorten hergestellt) werden direct mit Salpetersäure behandelt. Das Platin geht hierbei mit dem Silber in Lösung und wird, nachdem das Silber aus dem letzteren als Chlorsilber ausgefällt worden ist, durch Zink niedergeschlagen.

Auf den San Francisco Assaying and Refining Works bei San Francisco wird ein Theil des Scheidegutes gleichfalls in Barrenform der Lösung in gusseisernen Kesseln unterworfen. Ein anderer Theil wir-

in der Form von Granalien gelöst. Die Legirung in Barrenform enthält 2 bis 10 % Gold, während die Legirung in Granalienform auf 3 Theile Silber 2 Theile Gold enthält.

Das Auflösen der Legirung geschieht in Kesseln aus Gusseisen von 66 cm Durchmesser und 45 cm Tiefe. Sie sind mit einer Bleihaube versehen, aus welcher ein Bleirohr die entbundenen Säuren des Schwefels zuerst in eine kleine Bleikammer und dann in eine mit feuchten Koks gefüllte Condensationskammer führt. Der Einsatz in einen Kessel beträgt gegen 100 kg bei Granalien und bis 150 kg bei Barren. Die Schwefelsäure steht in den Kesseln 0,23 bis 0,25 m hoch. Das Lösen dauert 3 bis 4 Stunden. Die Silbersulfatlösung wird abgeschöpft und der Goldschlamm wird, falls er von Granalien herrührt, nochmals gegen 2 Stunden lang mit Schwefelsäure aufgekocht, während die Barren bereits durch das erste Kochen auf einen Feingehalt von 996 Tausendtheilen gebracht sind und keinem weiteren Aufkochen unterworfen werden. Der Goldschlamm, welcher nach zweimaligem Auskochen der Granalien und nach einmaligem Auskochen der Barren erhalten worden ist, wird zuerst mit Säure, dann mit heissem Wasser ausgewaschen, gepresst, getrocknet und eingeschmolzen. Das Gold hat einen Feingehalt von 990 bis 994 Tausendtheilen.

In Oker werden 6,25 kg Granalien (mit 95 % Silber und $\frac{1}{2}$ % Gold) mit 14 kg Schwefelsäure 6 Stunden lang in einem Porzellangefässe erhitzt. Nachdem sich das Gold abgesetzt hat (in 5 Stunden), wird die Silbersulfatlösung in eine Bleipfanne gegossen. Der Goldschlamm von mehreren Einsätzen wird in einem Porzellangefässe wiederholt mit Schwefelsäure aufgekocht, ausgewaschen, in einer Porzellanschaale getrocknet und in Mengen von 5 kg in Graphittiegeln unter einer Boraxdecke geschmolzen. Das Gold, welches in mit Wachs ausgestrichene Gusseisenformen gegossen wird, hat einen Feingehalt von 985 Tausendtheilen.

Die Verarbeitung der Silbersulfatlösung auf Silber.

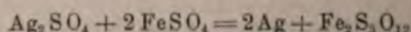
Aus der Silbersulfatlösung wird das Silber durch Kupfer, durch Eisen oder durch Eisenvitriol ausgefällt.

Bei Anwendung von Kupfer wird die Flüssigkeit aus dem Lösekessel in mit Blei ausgeschlagene Kästen, gewöhnlich Holzkästen, eingeführt, in welche Kupferbleche eingesetzt oder eingehängt sind. Die Flüssigkeit wird mit Wasser und sauren Laugen verdünnt und dann zur Verhütung der Ausscheidung von festem Silbersulfat durch Einleiten von directem Wasserdampf zum Kochen erhitzt. Sobald die Flüssigkeit keine Reaction mehr auf Silber zeigt, wird die entstandene Kupfervitriollauge vom niedergeschlagenen Silber, dem sog. Cementsilber, abgezogen. Theoretisch sind zum Ausfällen von 100 Gew.-Th. Silber 29 Gew.-Th. Kupfer erforderlich. Man erhält hierbei 115 Gew.-Th. Kupfervitriol. Der letztere wird aus der Lösung auskrystallisirt.

Bei Anwendung von Eisen zur Fällung des Silbers lässt man sich das Silbersulfat vorher in fester Form ausscheiden. Zu diesem Zwecke wird die Silbersulfatlösung aus dem Lösekessel in einen zweiten Kessel übergeschöpft und in demselben soweit abgekühlt und verdünnt, dass der grösste Theil des Silbersulfats als eine grünlichweisse, käsige Masse ausfällt. Diese Masse wird in einen mit Blei ausgeschlagenen Holzkasten übergeschöpft, während man die saure Flüssigkeit beim Auflösen neuer Mengen von Legirung zusetzt. Das Silbersulfat wird mit Eisenblech (am besten ausgestanzten Knopfblechen) geschichtet, welches unter erheblicher Wärmeentwicklung das Silber ausfällt. Zur Beförderung der Ausfällung wird die Masse mit Holzspateln umgerührt. Man setzt das Eisen in dem Maasse zu, dass nur das Silber, nicht aber das Kupfer ausgefällt wird. In Folge der Einwirkung von freier Schwefelsäure auf das Eisen werden Gase entwickelt, welche Theilchen der Lauge mit sich reissen können. Das Eintreten von Silberverlusten in Folge dieses Uebelstandes wird durch Ausführung der Fällung in flachen, hölzernen, mit Blei gefütterten Kästen vermieden. Auch ist die Anwendung von Dampfinjectoren oder von gut ziehenden Schornsteinen erforderlich, um die Arbeiter vor der Einathmung der Gase und der mitgerissenen Laugetheilchen zu schützen. Die von dem Fällsilber getrennte Lauge wird auf Eisenvitriol verarbeitet.

Das Verfahren der Fällung des Silbers durch Eisen bietet den Vortheil der Ersparung an Brennstoff bzw. Dampf zum Erwärmen der Lauge und eines billigen Fällungsmittels.

Bei der Ausfällung des Silbers durch Eisenvitriol (Gutzkow's Methode) wird das Silbersulfat aus der Lösung durch Verdünnen und Abkühlenlassen derselben gleichfalls im festen (krystallisirten) Zustande ausgeschieden. Die ausgeschiedenen Krystalle von Silbersulfat werden auf einem Filter mit einer heissen Lösung von Eisenvitriol übergossen. Hierbei wird das Silber nach der Gleichung



$$Ag_2SO_4 + 2\,FeSO_4 = 2\,Ag + Fe_2S_3O_{12}$$

metallisch ausgeschieden, indem sich Ferrisulfat bildet und in Lösung geht. Dasselbe sammelt sich in einem unter dem Filter befindlichen Bleikasten. Wenn das Silbersulfat kupferhaltig ist, so fliesst zunächst eine kupferhaltige Lauge ab, welche für sich gesammelt und durch Eisen entkupfert wird. Die Lösung des Ferrisulfats wird durch in dieselbe eingelegtes Eisen in Ferrosulfat verwandelt, welches zum Ausfällen neuer Mengen von Silber verwendet wird.

Das nach einer der gedachten Methoden erhaltene Cementsilber wird, nachdem etwa in demselben enthaltene Kupferstücke ausgesiebt sind, auf Filtern oder in Holzfässern so lange mit Wasser gewaschen, bis das Waschwasser keine Reaction mehr auf Kupfer, Eisen sowie Schwefelsäure ergiebt. Das Silber wird alsdann durch Pressen in Lein-

hraubenpressen oder hydraulischen Pressen (am besten in hydraulischen essen) von dem grössten Theile des Wassers befreit. Die erhaltenen lberkuchen werden auf Eisenplatten oder in cylindrischen oder elliptischen öhren aus Gusseisen geglüht und dann, in Stücke zerbrochen, in Tiegeln s Thon oder Graphit geschmolzen und schliesslich in Barren gessen. Zum Reinigen des Silbers von fremden Elementen setzt man Salster zu und zieht vor dem Ausgiessen des Silbers die gebildete Schlacke . Die Formen, in welche das Silber gegossen wird, sind inwendig mit hmwasser oder Kalk ausgestrichen und werden nach dem Eingiessen des lbers mit Deckeln versehen. Das so erhaltene Silber hat 998 bis 9 Tausendtheile Feingehalt.

Die Laugen von der Silberfällung werden auf Kupfervitriol bzw. isenvitriol verarbeitet.

Da Waschwasser vom Auswaschen des Fällsilbers wird zum Verünnen der Laugen bei der Silberfällung benutzt.

Die Krätzen, welche beim Schmelzen des Silbers und auch des oldes fallen, werden mit Pottasche oder Glätte geschmolzen, oder im Abtreiben des Werkbleis zugesetzt.

Die alten Tiegel werden zerbrochen und beim Verschmelzen von lbererzen zugeschlagen oder sie werden nach vorgängiger Behandlung it verdünnter Schwefelsäure amalgamirt.

In Freiberg wird die Silbersulfatlauge nach 10 bis 12stündiger Abihlung im Lösegefässe mit kupfernen Löffeln in kupferne Töpfe und aus diesen mit Hartbleiblech ausgeschlagene Holzkästen (von 1,57 m Länge, 1,26 m reite und 1 m Tiefe) geschöpft. Daselbst wird das Silber durch Kupferech unter Erwärmen der Lauge durch Wasserdampf auf 70° ausgefällt. as Silber wird zur Zurückhaltung von Kupfertheilen durch ein Sieb gedrückt, it heissem Wasser in einem mit Losboden und Leinenfilter versehenen olzbottich ausgewaschen, in einer hydraulischen Presse zu Kuchen von 3 mm Durchmesser gepresst, in eisernen Retorten (von 1 m Länge und 35 mm Weite) scharf getrocknet, dann in Graphittiegeln (von 940 mm öhe und 470 mm oberer Weite) geschmolzen und schliesslich in Barren on 30 kg Gewicht gegossen oder in die Form von Granalien gebracht. er Feingehalt des Silbers beträgt 998 bis 999 Tausendtheile.

In Kremnitz wird ähnlich verfahren. Die Fällkästen sind 2,5 m ng, 1,3 m breit und 80 cm hoch. Die Silbersulfatlösung wird vor dem usfällen des Silbers auf 24° B. verdünnt. Das Auswaschen des Fälllbers geschieht auf einem in einen durchlöcherten kupfernen Trichter ingesetzten Filter. Das mit heissem Wasser ausgewaschene, in einer ydraulischen Presse in Kuchenform gebrachte und in gusseisernen elliptichen Retorten ausgeglühte Silber wird in Einsätzen von je 500 bis 600 kg n Graphittiegeln geschmolzen und dann in Formen gegossen. Der Brenntoffverbrauch im Windofen beträgt auf 500 bis 600 kg Silber 100 bis 40 kg Koks.

Bei Anwendung von Eisen zur [illegible] Kupfervitriollauge wird
das Silbersulfat vorher in fester Fo[illegible]llisation überlassen. Der
wird die Silbersulfatlösung aus dem [illegible]. Der erhaltene Rohvitriol
übergeschöpft und in demselben sow[illegible] 37° bis 38° B.) wird noch-
grösste Theil des Silbersulfats als [illegible] überlassen. Die Heizung der
ausfällt. Diese Masse wird in ein[illegible]
kasten übergeschöpft, während [illegible] das Silber gleichfalls durch
neuer Mengen von Legirung zus[illegible] 2,27 m lang, 2,13 m breit und
(am besten ausgestanzten Knopf[illegible]stalt von Platten an die Seiten
heblicher Wärmeentwicklung d[illegible]selben gelegt. Die Silbersulfat-
fällung wird die Masse mit [illegible] B. verdünnt und durch directen
in dem Maasse zu, dass nur [illegible]cht. Das ausgefällte Silber wird
wird. In Folge der Einwir[illegible] einem kupfernen Filtergefäss be-
werden Gase entwickelt, w[illegible] einem Bleigefäss mit heissem
Das Eintreten von Silber[illegible]lischen Presse gepresst, in einem
Ausführung der Fällung [illegible] Dampf 18 Stunden lang getrocknet
vermieden. Auch ist d[illegible] von 140 bis 186 kg mit Salpeter
ziehenden Schornstein[illegible] in Barren gegossene Silber hat einen
athmung der Gase [illegible]theilen.
Die von dem Fäll[illegible] 35 bis 40° B. concentrirt und dann
arbeitet. [illegible] Der Kupfervitriol krystallisirt an Blei-

Das Verfah[illegible]
theil der Erspar[illegible] Eisen wird z. B. in Lautenthal im
und eines billi[illegible]

Bei de[illegible]ung wird daselbst mit kupfernen Löffeln
Methode) [illegible] befindlichen Kessel aus Gusseisen
Abkühlenla[illegible] mit kaltem Wasser bis zur Dichte von
stande au[illegible] wird das Silbersulfat als eine grünlichweisse
werden au[illegible] Die letztere wird zur Ausfällung des Silbers
übergoss[illegible]enen Holzkasten gebracht, während die
[illegible] Mengen Legirung zugesetzt wird. Der Fäll-
[illegible]findlichen Kasten zur Aufnahme des Wasch-
metalli[illegible] des Silbersulfats ist in Figur 567 dargestellt.
Dasselb[illegible] K der Kasten zur Aufnahme des Waschwassers.
Wenn [illegible]gten Boden und sind mit Blei ausgeschlagene
halti[illegible] schichtet man mit Tafeln ausgestanzter
wird[illegible] und nach und gegen Ende der Fällung sehr
Eis[illegible] Silbervitriol setzt man das im Kasten K be-
von [illegible] rührt die Massen während der Fällung mit
[illegible] Die Fällung ist beendigt, wenn Kochsalz in der
wi[illegible] von Chlorsilber mehr hervorbringt. Sie dauert
si[illegible] ausgefällte Silber wird in einem aus durchlöchertem
bl[illegible] mit einem Leinwandfilter belegten Kessel von
[illegible] dargestellten Gestalt so lange mit heissem Wasser aus-

gewaschen, bis Ferrocyankalium keine Reaction mehr auf Eisenoxydul giebt. Das Waschwasser wird in dem gedachten Kasten K gesammelt und, wie erwähnt, beim Fällen des Silbers zugesetzt. Das Fällsilber wird in einer hydraulischen Presse gepresst, in einer aus Gusseisen hergestellten cylindrischen Retorte erhitzt, dann in Mengen von 200 bis 250 kg mit Salpeter in Graphittiegeln geschmolzen und in gusseiserne Formen gegossen.

Die Ferrosulfatlauge von der Silberfällung wird durch ein Filter von gekörntem Blei filtrirt, unter Eisenzusatz in Pfannen eingedampft und dann in Krystallisirkästen der Krystallisation überlassen.

Der Grundriss der Scheidenanstalt zu Lautenthal ist aus der Figur 569 ersichtlich. A ist der Lösekessel, B der Kessel zur Aufnahme



Fig. 567.

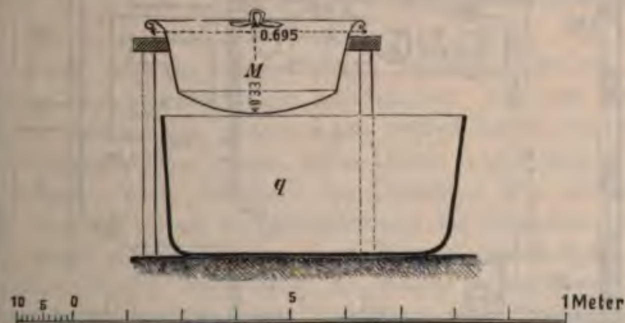


Fig. 568.

der Silbersulfatlösung, C ein Kasten aus Blei zur Aufnahme der von dem festen Silbersulfat in B abgeschöpften, zu neuen Lösungen zu verwendenden Säure, e die Esse zum Ableiten der Säuren des Schwefels, H der Fällkasten für das Silber, K der Kasten zur Aufnahme der Waschwässer, M der Filterkessel zum Auswaschen des Fällsilbers, Q ein Kessel zur Herstellung von heissem Wasser, R ein Behälter zur Aufnahme der eisenhaltigen Laugen, Y die hydraulische Presse, U die Retorte zum Ausglühen des gepressten Silbers, V der Windofen zur Aufnahme der Schmelztiegel für das Silber, W der Windofen zur Aufnahme der Schmelztiegel für das Gold, k ein Gerinne mit Kornbleifilter zum Abführen der eisenhaltigen Laugen, p ein Injector zur Ueberführung der Ferrosulfatlaugen in

hen, bis Ferrocyankalium keine Reaction mehr auf Eisenoxydul Das Waschwasser wird in dem gedachten Kasten K gesammelt wie erwähnt, beim Fällen des Silbers zugesetzt. Das Fällsilber wird ·· er hydraulischen Presse gepresst, in einer aus Gusseisen hergestellten ·ndrischen Retorte erhitzt, dann in Mengen von 200 bis 250 kg mit peter in Graphittiegeln geschmolzen und in gusseiserne Formen ge-ssen.

Die Ferrosulfatlauge von der Silberfällung wird durch ein Filter von körntem Blei filtrirt, unter Eisenzusatz in Pfannen eingedampft und an in Krystallisirkästen der Krystallisation überlassen.

Der Grundriss der Scheidenanstalt zu Lautenthal ist aus der gur 569 ersichtlich. A ist der Lösekessel, B der Kessel zur Aufnahme

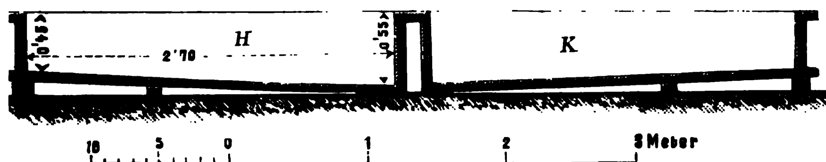


Fig. 567.

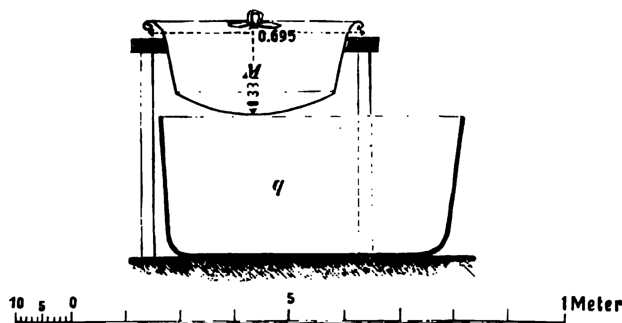


Fig. 568.

r Silbersulfatlösung, C ein Kasten aus Blei zur Aufnahme der von dem sten Silbersulfat in B abgeschöpften, zu neuen Lösungen zu verwendenden iure, e die Esse zum Ableiten der Säuren des Schwefels, H der Fäll-sten für das Silber, K der Kasten zur Aufnahme der Waschwässer, M r Filterkessel zum Auswaschen des Fällsilbers, Q ein Kessel zur Her-ellung von heissem Wasser, R ein Behälter zur Aufnahme der eisen-ltigen Laugen, Y die hydraulische Presse, U die Retorte zum Aus-ühen des gepressten Silbers, V der Windofen zur Aufnahme der Schmelz-egel für das Silber, W der Windofen zur Aufnahme der Schmelztiegel r das Gold, k ein Gerinne mit Kornbleifilter zum Abführen der eisen-ltigen Laugen, p ein Injector zur Ueberführung der Ferrosulfatlaugen in

auf ... Kup... wird ... mal- Kry-

K... 0,7... de... k... W... a... fi... W... k...

... -kästen für den Eisenvitri... ...Sulfate aus dem Goldschlam... ...n Rohr für die Zuleitung d... ...chen des Goldschlamms m... ...stisch, S ein mit Bleiblech b... ... Eisenvitriol.
...r Fällung des Silbers aus d... ...den früheren Assaying a...

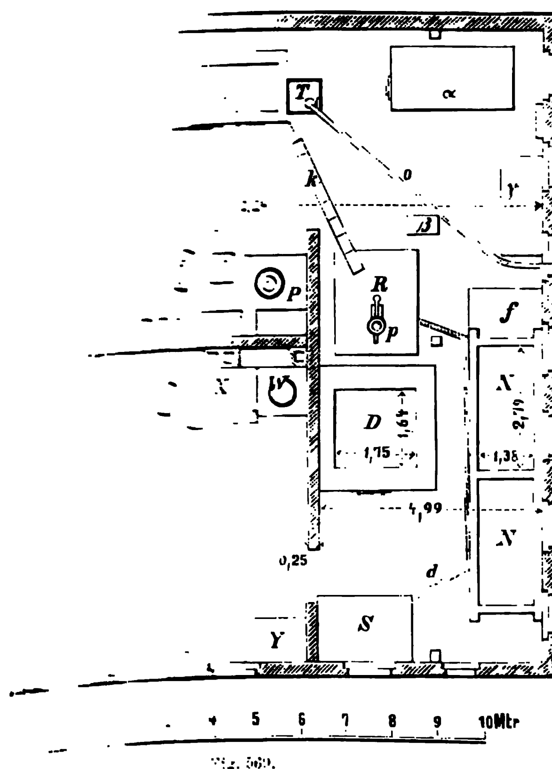


Fig. 569.

...ncisco in Anwendung gestanden. Nach ... daselbst ausgeführt wie folgt.
...urde aus dem Lösekessel in ein 2,75 m ... m tiefes Gefäss aus Eisen abgezogen. ... 58° B. (die Mutterlauge von dem ... und dann durch äussere Feuerung auf 110 ... der Flüssigkeit fiel Bleisulfat aus ...

e in derselben suspendirten Goldtheilchen setzten sich zu Boden, während ıs Silbersulfat in Folge der hohen Temperatur in Lösung blieb.

Die klare Flüssigkeit wurde in ein eisernes Gefäss abgezogen, welches ı einem Bleigefäss stand und durch zwischen beiden Gefässen circulirenes Wasser gekühlt wurde. Durch die Abkühlung der Flüssigkeit schied ich das in derselben gelöste Silbersulfat aus. Die Ausscheidung dieses ıalzes, welches eine auf dem Boden des Gefässes niedergeschlagene, aus Krystallen zusammengesetzte, harte gelbe Masse bildete, dauerte 9 Stunden. Nach Ablauf dieser Zeit wurde die über dem Salze stehende Flüssigkeit n das erstgedachte eiserne Gefäss zurückgehoben, in welchem sie als Säure von 58° B. zur Verdünnung der Silbersulfatlösung diente.

Das Silbersulfat, welches Kupferoxydul in der Gestalt eines rothen Pulvers beigemengt enthielt, wurde in mit Blei ausgekleidete Holzkästen nit doppeltem Boden (von 1,20 m Länge, 0,90 m Breite und 0,30 m Tiefe) geschüttet. Ein solcher Kasten nahm das Silbersulfat von 5 Lösekesseln ıuf. Das letztere wurde hier mit einer heissen, gesättigten, möglichst ıeutralen Lösung von Ferrosulfat übergossen. Das Ferrosulfat durchdrang lie Schicht des Silbersulfats, schied aus derselben metallisches Silber aus, ndem es selbst in Ferrisulfat verwandelt wurde, gelangte durch den ersten Filter) Boden auf den eigentlichen Boden des Gefässes und floss durch ine Oeffnung mit Hahnverschluss aus. Die zuerst austretende Flüssigkeit ıahm das Kupfer auf und war desshalb blau gefärbt. Sie wurde in inem besonderen, mit Blei ausgeschlagenen Gefässe aufgefangen. Sobald kein Kupfer mehr in der Flüssigkeit enthalten war, was sich durch die braune Farbe derselben zu erkennen gab, wurde dieselbe in einem mit Blei ausgeschlagenen, 5,6 m langen, 2,8 m breiten und 0,90 m tiefen Geässe aufgefangen. Wenn die Farbe der Flüssigkeit grün erschien, war ler grösste Theil des Silbers ausgeschieden und das Aufgiessen von Ferroulfatlösung wurde eingestellt. Der ganze Prozess dauerte 4 bis 5 Stunlen. Zeitweise war es erforderlich, die Massen umzurühren, um den Eisenvitriol mit frischen Theilchen von Silbersulfat in Berührung zu ringen. Die Menge der verbrauchten Eisenvitriollösung betrug 11,5 Liter ir je 1 kg festes Silbersulfat.

Die aus dem Gefässe austretende Flüssigkeit hatte eine gewisse Ienge Silbersulfat aufgelöst, im Durchschnitt $7\frac{1}{2}$ % derselben. Das ilber wurde aus derselben in den gedachten Gefässen niedergeschlagen nd zwar aus der blauen Lösung durch Kupfer, aus der braunen Lösung urch Eisen.

In dem Silberniederschlage waren 90 % des Gesammtsilbergehaltes es Silbersulfats als Metall enthalten. Derselbe hielt indess stets noch ne gewisse Menge Silbersulfat zurück.

Das Silber wurde zur Reduction des in demselben enthaltenen ilbersulfats in einen mit Blei ausgeschlagenen Kasten von 1,22 m Länge, ,90 m Breite und 0,90 m Tiefe mit doppeltem Boden und Filter ge-

bracht, in Lagen von je 0,25 m Stärke mit Kupferblechen geschichtet und dann mit heissem Wasser eine Nacht hindurch stehen gelassen. Das Silbersulfat wurde durch das heisse Wasser aufgelöst. Aus der Lösung wurde das Silber durch das Kupfer niedergeschlagen.

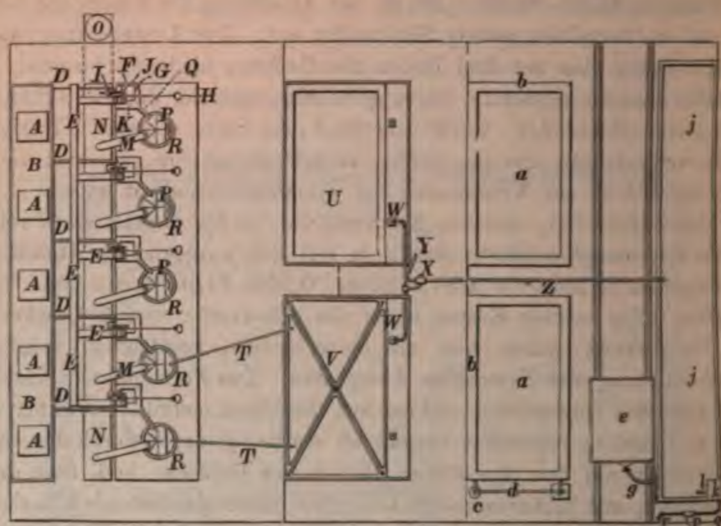


Fig. 570.

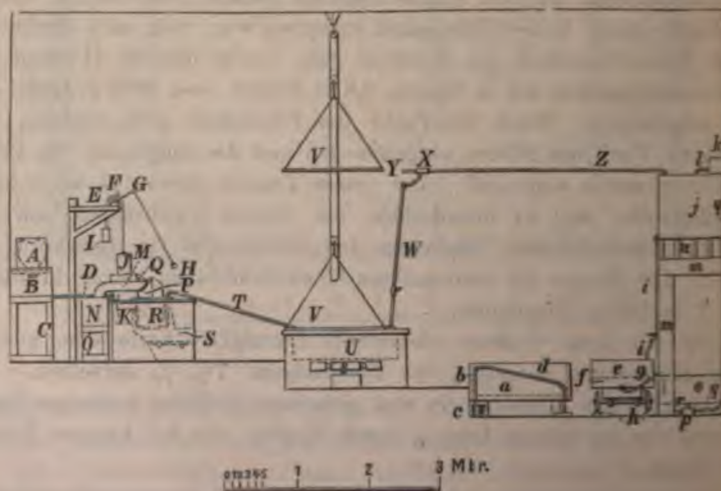


Fig. 571.

Alsdann wurde das Silber auf einem Leinwandfilter mit heissem Wasser ausgewaschen, getrocknet, in einer hydraulischen Presse gepresst, geglüht und in Graphittiegeln geschmolzen. Die Feinheit desselben betrug 998 Tausendtheile.

verbunden als die Affination. Es ist daher zu erwarten, dass sie auch noch auf anderen Werken mit grösserem und currentem Betriebe die Affination verdrängen wird.

In St. Louis in den Vereinigten Staaten von Nord-Amerika, wo der Verfasser die elektrolytische Scheidung der 1891 in Betrieb gesetzten Anstalt der St. Louis Smelting and Refining Company gesehen hat, enthält das zu scheidende goldhaltige Silber 5 Tausendtheile Gold. Dasselbe wird in Anodenplatten von 0,25 m Länge, 0,20 m Breite und 0,0063 m Dicke gegossen. Je zwei solcher Platten werden in den Bädern zu einer einzigen Anode vereinigt. Die Kathodenplatten bestehen aus dünnem, gewalztem Feinsilber. Die Elektroden sind in 10 Holzkästen (aus pitch pine hergestellt), welche mit Bergwachs gedichtet sind, aufgehängt. Jeder dieser Kästen hat 7 Abtheilungen, so dass 70 hintereinander geschaltete Bäder mit je 4 Elektrodenpaaren entstehen. Die Potential-Differenz in den Bädern beträgt je $1^1/_2$ Volt. Die Stromdichte beträgt 350 Ampère pro qm. Den Strom liefert eine Dynamomaschine von 200 Ampère Stromstärke und 100 Volt Spannung. Dieselbe ist von der United States. Electric Light Company angefertigt und erfordert 15 H. P. zum Betriebe. Als Betriebsmaschine für die ganze Anlage dient eine 30pferdige Westinghouse-Dampfmaschine. Die Anodenplatten sind in Leinwandsäcke eingehüllt.

Das Silber scheidet sich nicht compact, sondern in Krystallen aus, so dass leicht Kurzschlüsse entstehen. Es ist desshalb eine an der Decke in Rollen laufende Schabevorrichtung vorhanden, welche die Kurzschlüsse zerstört und gleichzeitig die Bewegung der Lauge bewirkt. Das Silber fällt in einen unter den Elektroden je eines Bades angebrachten Holzkasten mit Filter und doppeltem Boden. Der obere Boden ist durchlöchert und mit Leinwand überzogen, so dass das Silber auf demselben liegen bleibt. Durch eine einfache Hebevorrichtung kann dieser Kasten aus dem Bade emporgehoben werden.

Der Elektrolyt besteht zu Anfang des Betriebes aus Wasser mit $^1/_{10}$% Salpetersäure, später aus einer sehr schwachen Silbernitratlösung.

Die Anodenplatten sind in 36 bis 40 Stunden aufgezehrt. Das Gold sammelt sich in den Baumwollsäcken, das Silber in den Filterkästen an. Der Goldschlamm wird einmal in der Woche aus den gedachten Säcken herausgeholt, während das Silber jeden Abend aus den Siebkästen entfernt wird. Zu diesem Zwecke werden die letzteren aus den Bädern herausgehoben und der Reihe nach in einen besonderen, an jedes Bad herangeschobenen Siebkasten entleert.

Der Goldschlamm ist noch silberhaltig und wird desshalb mit Salpetersäure gekocht, dann gewaschen, getrocknet und mit Sand oder Borax zusammengeschmolzen. Das so erhaltene Gold hat einen Feingehalt von 999 Tausendtheilen. Das beim Auskochen des Goldes erhaltene Silbernitrat sowie das Waschwasser werden in den Bädern als Elektrolyten zugesetzt.

Die Silberkrystalle werden in dem Sammelkasten, welcher gleichfalls n Filter hat, gewaschen, dann durch Luft, welche durch dieselben hinurchgesaugt wird, getrocknet und darauf geschmolzen. Das Silber hat nen Feingehalt von 999,5 Tausendtheilen und ist goldfrei.

Mit den gedachten Betriebsvorrichtungen werden täglich (24 Stunden) = 30000 Unzen goldhaltiges Silber = 933 kg geschieden.

Das güldische Silber auf der Anstalt zu Pittsburgh, welche schon Jahre im Betriebe steht, hat gleichfalls 5 Tausendtheile Gold. Dasselbe ird in Platten von 0,25 m Breite, 0,406 m Länge und 0,032 m Dicke egossen (in geschlossenen Formen). Die Einrichtung ist ähnlich wie zu t. Louis. Die Aufzehrung der Anoden ist in 2 × 24 Stunden beendigt.

Der Goldschlamm wird mit etwas Silber zusammengeschmolzen und ı Steinguttöpfen mit Salpetersäure ausgekocht. In der Anstalt können iglich 40000 Unzen goldhaltiges Silber = 1244 kg mit einem Kraftufwande von 20 Pferden geschieden werden. Die Heizung geschieht urch Naturgas.

Die Anlage der deutschen Gold- und Silber-Scheideanstalt u Frankfurt a. M. ist nach Mittheilungen von Dr. Roessler für die cheidung von 1000 kg Blicksilber in 24 Stunden eingerichtet. Die ynamomaschine (System Schuckert) erfordert 20 Pferde und wird durch inen Gasmotor von 25 Pferden betrieben. Dieselbe liefert einen Strom on 150 Ampère bei einer Spannung von 100 Volt. Es sind 70 Zellen orhanden, von welchen jede $1^1/_2$ Volt verbraucht. Die Anodenplatten esitzen rechteckige Gestalt, sind 1 cm dick und wiegen je $1^1/_2$ kg. Je dieser Platten, welche in Leinwandsäcke eingehüllt sind, hängen der athode, welche letztere aus gewalztem Silber besteht, gegenüber. Der lektrolyt ist eine schwach gesäuerte Kupfernitratlösung, welche im Liter 0 g Kupfer und 5 g Silber enthält. In 36 Stunden sind die Anoden is auf die aus der Lösung herausragende Nase weggefressen. Ist das ilber reich an Gold und Kupfer, so ist eine erheblich höhere Spannung rforderlich als bei gold- und kupferarmem Silber.

Alle 24 Stunden wird das Silber, alle 3 mal 24 Stunden das Gold us den Bädern entfernt. Das Silber hat die Gestalt von kleinen glänenden Krystallen und wird direct eingeschmolzen. Dasselbe hat einen 'eingehalt von 999 Tausendtheilen.

Das Gold enthält noch Silber, Silbersuperoxyd, Bleisuperoxyd und erschiedene andere Verunreinigungen. Dasselbe muss daher noch raffinirt rerden.



Sach-Register.

C.

D.

E.

F.

H.

L.

M.

N.

Spanien
19. 22. 25.
775.
473.
-Mar-
762.



